

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

Evaluación comparativa de la voladura convencional y voladura controlada (smooth blasting) en la disminución de la sobrerotura en el crucero 9980 - nw, nivel 2220 - unidad minera San Andrés, 2026

Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
Bach. Jover QUISPE PEREZ

ASESOR:
Dr. Ing. Indalecio QUISPE RODRÍGUEZ

AYACUCHO - PERÚ

2026

DEDICATORIA

A Dios, por bendecir mi camino, iluminar mi mente en los momentos de mayor dificultad y ser mi soporte inquebrantable durante todos estos años de estudio.

A mis padres, Juan Quispe Quispe y Alejandra Pérez Sopanta, mis pilares y mi mayor inspiración. Gracias por enseñarme el valor del trabajo duro, por sus desvelos y por entregarme todo sin pedir nada a cambio. Este triunfo es para ustedes.

A mis hermanos, Juan Félix, Grimaldo y Mario, quienes con su aliento, paciencia y alegría aligeraron la carga en los momentos más tensos. Gracias por ser el mejor equipo y mi orgullo constante.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga (UNSCH), y de manera especial a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por ser mi casa de estudios y brindarme la sólida formación académica y los principios necesarios para mi desarrollo profesional en la industria minera.

A mi asesor, el Dr. Ing. Indalecio Quispe Rodríguez, por su excelente dirección metodológica y rigor técnico. Su apoyo al interpretar la distribución de energía y al evaluar las características geomecánicas del terreno fue decisivo para el éxito de esta tesis.

A la Compañía Minera MARSA (Unidad Minera San Andrés), por abrirme las puertas de sus operaciones y confiar en este estudio. Mi más sincera gratitud por el indispensable respaldo logístico, técnico y operativo, así como por el acceso brindado a la zona Valeria para llevar a cabo las evaluaciones y pruebas experimentales en campo.

A la Dra. María Flores Gutiérrez, por su valioso apoyo, sus aportes profesionales y su disposición desinteresada a lo largo de este proceso, los cuales enriquecieron significativamente el desarrollo y la calidad de esta investigación.

RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo general realizar una evaluación comparativa entre la voladura convencional y la voladura controlada (smooth blasting) en la disminución de la sobrerotura en el cruce 9980-NW, nivel 2220 de la unidad minera San Andrés. La problemática central se enfocó en los elevados índices de sobreexcavación generados por el método convencional, los cuales alcanzaban un promedio del **24.03%**, afectando la estabilidad geomecánica de la labor y elevando los costos operativos debido al acarreo innecesario de material estéril y al consumo excesivo de sostenimiento .

El estudio se desarrolló bajo una metodología de tipo aplicada, con un nivel descriptivo-explicativo y un diseño cuasi-experimental. La muestra estuvo conformada por 60 eventos de voladura monitoreados y evaluados mediante el uso de estación total y escáner láser, complementados con simulaciones en el software *JK SimBlast*. Los resultados descriptivos demostraron que, mientras la voladura convencional mantenía una sobrerotura del **24.03%** con una alta dispersión de los datos ($DE = 8.25\%$), la implementación de una malla optimizada con técnica de smooth blasting y cargas desacopladas (Emulnor 500) logró reducir la sobrerotura a un promedio del **6.30%** con una desviación estándar de **2.52%**.

La contrastación de hipótesis mediante la prueba *t de Student* para muestras relacionadas confirmó una diferencia estadísticamente significativa ($p < 0.001$) entre ambos métodos, lo que representa un impacto operativo masivo. Se concluye que la aplicación de la voladura controlada permite una reducción crítica de la sobrerotura, garantizando la integridad del macizo rocoso (Microdiorita con RMR 41), optimizando el perfil geométrico de la excavación y generando un ahorro operativo al evitar la remoción de aproximadamente 11 toneladas de desmonte por cada avance de disparo.

Palabras clave: Voladura controlada, smooth blasting, Sobrerotura, Macizo rocoso, Eficiencia operativa, Diseño de malla .

ABSTRACT

The general objective of this research was to perform a comparative evaluation between conventional blasting and controlled blasting (smooth blasting) in reducing overbreak at cruise 9980-NW, level 2220 of the San Andrés mining unit. The central problem focused on the high overbreak rates generated by the conventional method, which reached an average of **24.03%**, affecting the geomechanical stability of the excavation and increasing operating costs due to unnecessary waste rock hauling and excessive consumption of support elements.

The study was developed under an applied methodology, with a descriptive-explanatory level and a quasi-experimental design. The sample consisted of 60 monitored blasting events evaluated using a total station and laser scanner, complemented by simulations in *JK SimBlast* software. Descriptive results demonstrated that while conventional blasting maintained an overbreak of **24.03%** with high data dispersion ($SD = 8.25\%$), the implementation of an optimized mesh with the smooth blasting technique and decoupled charges (Emulnor 500) reduced overbreak to an average of **6.30%** with a standard deviation of **2.52%**.

Hypothesis testing using the *t-Student* test for related samples confirmed a statistically significant difference ($p < 0.001$) between both methods, representing a massive operational impact. It is concluded that the application of controlled blasting allows for a critical reduction in overbreak, guaranteeing the integrity of the rock mass (Microdiorite with RMR 41), optimizing the geometric profile of the excavation, and generating operational savings by avoiding the removal of approximately 11 tons of waste rock per blast advance.

Keywords: Controlled blasting, smooth blasting, Overbreak, Rock mass, Operational efficiency, Blast pattern design.

CONTENIDO

Evaluación comparativa de la voladura convencional y voladura controlada (smooth blasting) en la disminución de la sobrerotura en el crucero 9980 - nw, nivel 2220 – unidad minera San Andrés, 2026	iii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTOS	v
RESUMEN	vi
ABSTRACT	vii
INTRODUCCIÓN.....	1
1. CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	4
1.1. FUNDAMENTACIÓN DEL PROBLEMA	4
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	5
1.2.1. Problema general	5
1.2.2. Problemas específicos.....	5
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	6
1.3.1. Objetivo general.....	6
1.3.2. Objetivos específicos.....	6
1.4. PLANTEAMIENTO DE LA HIPÓTESIS.....	7
1.4.1. Hipótesis general.....	7
1.4.2. Hipótesis secundarias.....	7
1.5. VARIABLES E INDICADORES.....	8
1.5.1. Variable independiente e indicadores	8
1.5.2. Variable dependiente e indicadores	8
1.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	10
1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL PROYECTO	11
1.7.1. Justificación	11
1.7.2. Importancia	12
1.8. ALCANCES Y LIMITACIONES.....	12
1.8.1. Alcances	12
1.8.2. Limitaciones	13
2. CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	14
2.1. GENERALIDADES.....	14
2.1.1. Ubicación del proyecto	14
2.1.2. Accesibilidad.....	15
2.1.3. Clima y vegetación	15
2.2. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	15

2.2.1. Antecedentes internacionales	15
2.2.2. Antecedentes nacionales	16
2.2.3. Antecedentes locales	17
2.3. BASES TEÓRICAS.....	17
2.3.1. Geología regional.	17
2.3.2. Geología local.....	18
2.3.3. Geología estructural.....	23
2.3.4. Mineralogía	26
2.3.5. Software de simulación de voladura JKSimBlast.....	26
2.3.6. Software de análisis de granulometría WipFrag	29
2.3.7. Clasificaciones geomecánicas	30
2.3.7.1. RQD (Rock Quality Designation).....	30
2.3.7.2. El criterio de valoración RMR de Bieniawski	33
2.3.7.3. Clasificación geomecánica de Barton.....	40
2.3.7.4. Clasificación de Hoek y Brown (GSI).....	46
2.3.8. Diseño de perforación y voladura: Modelo de Holmberg y Persson	48
2.3.9. Errores y defectos en la perforación.....	93
2.3.10. Clasificación de Labores Subterráneas y Exigencias Geomecánicas	94
2.4. VOLADURA CONVENCIONAL Y VOLADURA CONTROLADA	95
2.4.1. Voladura convencional.....	95
2.4.2. Voladura controlada.....	96
2.4.2.1. Teoría del método	96
2.4.2.2. Importancia de la voladura controlada	99
2.4.2.3. Comparación entre voladura convencional y voladura controlada	99
2.4.2.4. Ventajas y desventajas de la voladura controlada	101
2.4.2.5. Condiciones necesarias para voladura controlada.....	101
2.4.2.6. Técnicas de voladura controlada.....	104
2.4.2.7. Smooth blasting.....	106
2.4.2.8. Principios del smooth blasting	106
2.4.2.9. Tipos de smooth blasting.....	107
2.4.2.10. Tipos de explosivos utilizados en voladura controlada.....	107
2.4.2.11. Voladura controlada con taladros de alivio.....	110
2.4.2.12. Parámetros Importantes para voladuras controladas	111
2.4.3. Sobrerotura	113
2.5. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....	114

3. CAPÍTULO III: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	117
3.1. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN	117
3.2. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN	118
3.2.1. Tipo de investigación.....	118
3.2.2. Nivel de investigación	118
3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	118
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	119
3.4.1. Población.....	119
3.4.2. Muestra	119
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	119
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	120
4. CAPÍTULO IV: RESULTADOS, PRUEBA DE HIPÓTESIS Y DISCUSIÓN	121
4.1. RESULTADOS	121
4.1.1. Estudio geomecánico de la labor	121
4.1.2. Malla de Perforación y voladura convencional.....	122
4.1.3. Perfil de excavación de voladura convencional	123
4.1.4. Sobrerotura con voladura convencional.....	123
4.1.5. Diseño de malla de perforación y voladura del XC-9980 - NW.....	125
4.1.5.1. Resumen de distribución de taladros.....	148
4.1.5.2. Resumen de distribución de la columna explosiva.....	149
4.1.5.3. Malla de perforación y esquema para voladura controlada”	150
4.1.6. Porcentaje de sobrerotura con voladura controlada.....	151
4.1.7. Resumen de KPIs con voladura controlada.....	152
4.1.8. Factor de media caña visibles	154
4.1.9. Comparativa de resultados entre la voladura convencional y la voladura controlada	156
4.1.10. Simulación de resultados de malla de perforación y voladura controlada con software JK SIMBLAST 2D FACE	159
4.1.10.1. Línea de isotiempos	159
4.1.10.2. Simulación de la secuencia de detonación.....	161
4.1.10.3. Simulación de la distribución de energía de los explosivos a 1.4m de profundidad.....	162
4.1.10.4. PPV según Holmberg y Persson a 2m de profundidad	164
4.1.10.5. Analisis de vibracion por carga operante a 15m del frente	166
4.1.11. Análisis de Granulometría con WipFrag.....	167
4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS.....	168

4.3. DISCUSIÓN.....	178
5. CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	181
5.1. CONCLUSIONES	181
5.2. RECOMENDACIONES	183
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	185
ANEXOS	187
6. Anexo 1: Matriz de Consistencia	188
7. Anexo 2: Planos de Labor	189

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables.....	10
Tabla 2. Acceso por vía terrestre	15
Tabla 3. Acceso por vía aérea.....	15
Tabla 4. Tabla de índice de calidad de la roca.....	33
Tabla 5. Puntaje resistencia a la compresión simple	34
Tabla 6. puntaje según el valor del R.Q.D.	35
Tabla 7. Espaciamiento de juntas.....	35
Tabla 8. Puntaje según espaciamiento de discontinuidades	36
Tabla 9. Apertura de las juntas	36
Tabla 10. Puntaje según las condiciones de las discontinuidades	37
Tabla 11. Puntaje Según las condiciones del agua subterránea	37
Tabla 12. Corrección por orientación.....	38
Tabla 13. Ajuste por orientación de las juntas.....	39
Tabla 14. Clase del macizo rocoso	39
Tabla 15. Significado de las clases de macizos rocosos	39
Tabla 16. Índice de la calidad de la roca-RQD.....	40
Tabla 17. Número de familias-Jn.....	41
Tabla 18. Número de rugosidad de las juntas.....	41
Tabla 19. Número de alteración de las juntas	42
Tabla 20. Factor de reducción por presencia de agua	43
Tabla 21. factor de reducción de esfuerzos	43
Tabla 22. Relación de soporte de excavación de acuerdo al tipo de excavación	45
Tabla 23. Calidades Según el sistema Q.....	45
Tabla 24. Relación de la dureza de la roca con la distancia	52
Tabla 25. relación de la dureza de la roca con el coeficiente	52
Tabla 26. Constantes y valores de fijación.....	72
Tabla 27. Comparación entre voladura convencional y controlada	99
Tabla 28. Ventajas y desventajas de voladura controlada.....	101
Tabla 29. Sobrerotura con voladura convencional	124
Tabla 30. Especificaciones técnicas para diseño de malla de perforación y voladura.....	125
Tabla 31. Datos de explosivos para la voladura controlada	126
Tabla 32. Distancia entre taladros	127
Tabla 33. Coeficiente de roca.....	127
Tabla 34. Constantes y valores de fijación.....	137
Tabla 35. Especificaciones técnicas de los explosivos.....	142
Tabla 36. Resumen de distribución de taladros.....	148
Tabla 37. Resumen de distribución de la columna explosiva	149
Tabla 38. Porcentaje de sobrerotura con voladura controlada	151
Tabla 39. Resumen de KPIs con voladura controlada.....	152
Tabla 40. Resumen de longitud de avance y porcentaje de excavación por método	153
Tabla 41. Reporte de media cañas visibles	155
Tabla 42. Matriz de consistencia.....	188

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de Marsa.....	14
Figura 2. Geología local	20
Figura 3. Plano geológico	21
Figura 4. Sección geológica	22
Figura 5. Plano geológico estructural.....	25
Figura 6. Modulos de Jk Simblast.....	27
Figura 7. Paquetes de Jk Simblast	27
Figura 8. Ejemplo de simulación en software Jk Simblast	28
Figura 9. Software WipFrag.....	29
Figura 10. Testigo diamantino.....	31
Figura 11. Clasificación RMR de Bieniawski (parámetros de clasificación).....	38
Figura 12. Estimación de soporte según índice Q.....	46
Figura 13. Tabla para estimación de GSI	47
Figura 14. Partes del túnel y sus secciones de voladura establecidas por Roger Holmberg.	48
Figura 15. Sistemas de avance en la excavación de túneles y galerías.....	49
Figura 16. Zonas de una voladura en túnel.....	50
Figura 17. Diámetro equivalente	53
Figura 18. Influencia de la desviación de taladros	55
Figura 19. Arranque de cuatro secciones.....	55
Figura 20. Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos	56
Figura 21. Concentración lineal de carga en función al burden máximo.....	57
Figura 22. Burden máximo.....	57
Figura 23. Burden práctico.....	58
Figura 24. Ancho de abertura	59
Figura 25. Burden práctico y ancho de abertura del 1 cuadrante	64
Figura 26. Burden práctico y ancho de abertura en el 2 cuadrante	66
Figura 27. Burden práctico y ancho de abertura en el 3 cuadrante	69
Figura 28. Diseño de taladros de arrastre.....	89
Figura 29. Geometría de los taladros de arrastre.	89
Figura 30. Errores de perforación	93
Figura 31. Diagrama de implicancias en el análisis de la voladura convencional	95
Figura 32. Mecánica de corte lineal.....	97
Figura 33. Efectos de la corta distancia entre los taladros de recorte.....	98
Figura 34. Principio del fisuramiento lineal en la roca	98
Figura 35. Comparación entre voladura convencional y controlada	100
Figura 36. Desensibilización de la columna explosiva por el efecto del canal.....	103
Figura 37. Voladura de precorte y recorte.....	105
Figura 38. Carguío de taladros de contorno con dinamita	108
Figura 39. Carguío de taladros de contorno con emulsiones	109
Figura 40. Carguío de taladros de contorno con anfo.	110
Figura 41. Voladura controlada con taladros de alivio	111
Figura 42. Burden final para los taladros perimétricos después de la voladura de producción	113
Figura 43. Estudio geomecánico del XC-9980-NW	121
Figura 44. Indicación geomecánica del XC-9980-NW	122
Figura 45. Malla de perforación de voladura convencional.....	122

Figura 46. Perfiles de excavación con voladura convencional.....	123
Figura 47. Geometría para el cálculo de distancia de taladro a taladro de alivio.....	128
Figura 48. Malla de perforación y esquema de carguío para voladura controlada.....	150
Figura 49. Media cañas visibles después de la voladura.....	154
Figura 50. Comparativo de la sobreexcavación por disparo aplicando voladura controlada en el crucero XC-9980 - NW.....	156
Figura 51. Comparativo de perfil de excavación resultante aplicando voladura controlada en el XC-9980 - NW	156
Figura 52. Comparativo de volumen generado por sobreexcavacion	157
Figura 53. Comparativa de resultados estadísticos de voladura convencional y controlada...	158
Figura 54. Gráfica de Isovalores en JK Simblast 2D Face	159
Figura 55. Detonación de taladros en JK Simblast 2D Face	161
Figura 56. Simulación de distribución de energía explosiva en JK Simblast 2D Face.....	162
Figura 57. Velocidad pico partícula crítica	164
Figura 58 Velocidad pico partícula segun Holmberg y Persson a 2m de profundidad	165
Figura 59. Velocidad pico partícula a 15m del frente	166
Figura 60. Reporte de Granulometría XC-9980-NW	167
Figura 61. Resumen de procesamiento de casos.....	169
Figura 62. Pruebas de normalidad	170
Figura 63. Distribución de frecuencias para la sobrerotura en voladura convencional	171
Figura 64. Distribución de frecuencias para la sobrerotura en voladura controlada	172
Figura 65. Gráfico Q-Q normal para la sobrerotura en voladura convencional	173
Figura 66. Gráfico Q-Q normal para la sobrerotura en voladura controlada.	174
Figura 67. Diagrama de cajas comparativo del porcentaje de sobrerotura según método de voladura.	175
Figura 68. Estadística de muestras emparejadas.....	176
Figura 69. Correlaciones de muestras emparejadas.....	177
Figura 70. Prueba de muestras emparejadas	177
Figura 71. Plano geomecanico de labor XC-9980 - NW	189
Figura 72. Plano de labor XC- 9980 - NW	190
Figura 73. Formato de reporte diario de control de sobrerotura.....	191
Figura 74. Taladros de arranque perforados	191
Figura 75. Trabajos de perforación del frente	192
Figura 76. Frente de perforación cargado y amarrado (MS y LP)	192
Figura 77. Cañas para taladros de contorno	193
Figura 78. Material volado del XC-9980-NW	193

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea actual exige maximizar la rentabilidad en yacimientos cada vez más complejos, donde la optimización de las operaciones unitarias de perforación y voladura resulta determinante para la eficiencia económica y la seguridad. En la ejecución de labores mineras de acceso, desarrollo y preparación, el control de la sobrerotura (*overbreak*) constituye un indicador fundamental de calidad; exceder los límites geométricos proyectados implica un incremento directo e indeseado en los costos operativos, principalmente por el acarreo innecesario de material y el consumo excesivo de elementos de sostenimiento .

La presente investigación aborda esta problemática en la **Unidad Minera San Andrés** (Compañía Minera MARSA), específicamente en el frente de avance del **Crucero XC-9980-NW, nivel 2220**. En esta labor, cuyo diseño geomecánico exige una sección de 2.4 m x 2.7 m con una tolerancia máxima de sobrerotura del 10%, la aplicación de métodos de voladura convencional ha generado un **exceso de sobreexcavación que alcanza un promedio del 24.03%**. Esta desviación sistemática en un macizo rocoso tipo Microdiorita con RMR 41 genera graves consecuencias: compromete la estabilidad geomecánica de los hastiales, incrementa la exposición del personal a la caída de rocas (planchoneo), obliga a la remoción de aproximadamente 11 toneladas adicionales de material estéril por cada disparo y eleva considerablemente los costos de elementos de sostenimiento como shotcrete y pernos .

Frente a esta realidad operativa, el presente estudio plantea una **evaluación comparativa empírica entre la voladura convencional y la voladura controlada mediante la técnica de smooth blasting**. El propósito central es demostrar que, al reemplazar la malla convencional por un diseño de perforación optimizado bajo la teoría matemática de Holmberg y simulado computacionalmente con el software *JK SimBlast*, es posible redistribuir la energía explosiva para proteger la integridad del macizo rocoso. Mediante la aplicación de cargas espaciadas y desacopladas de baja energía (Emulnor 500 y Emulnor 1000) y un estricto control de los tiempos de retardo, se busca reducir drásticamente el daño al contorno y llevar los niveles de sobrerotura a estándares eficientes inferiores al 10% .

A nivel metodológico, la investigación se rige bajo un enfoque aplicado de diseño cuasi-experimental. Para ello, **se evaluaron y monitorearon 60 eventos de voladura** en campo mediante levantamientos topográficos, analizando la diferencia geométrica entre las secciones programadas y ejecutadas. La validación de la efectividad de la técnica se sustenta en la estadística inferencial (prueba *t de Student* para muestras relacionadas), el cual confirma matemáticamente la **reducción significativa de la sobrerotura del 24.03% al 6.30%** .

Para una exposición rigurosa y detallada de los fundamentos y hallazgos, el documento se ha estructurado en cinco capítulos:

- **CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.** Expone la realidad problemática del Crucero XC-9980-NW, formula los problemas, los objetivos, hipótesis, variables e indicadores y la justificación e importancia de la investigación .
- **CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO.** Desarrolla las generalidades, los antecedentes del estudio y las bases teóricas fundamentales, abarcando las geologías, mineralogía, jk simblast, clasificaciones geomecánicas, el modelo de diseño de Holmberg, las técnicas de voladura, sobrerotura y la definición de términos .
- **CAPÍTULO III: METODOLOGÍA.** Define el tipo y nivel descriptivo-explicativo de la investigación, el diseño cuasi - experimental, la población, la muestra (los 60 disparos) y las técnicas de recolección y procesamiento de datos empíricos e informáticos .
- **CAPÍTULO IV: RESULTADOS, PRUEBA DE HIPÓTESIS Y DISCUSIÓN.** Presenta el diseño detallado de la nueva malla, las simulaciones de isotiempos y distribución de energía 3D, y la contrastación estadística que demuestra la disminución de la sobrerotura al 6.30%, discutiendo su impacto operativo masivo .
- **CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.** Sintetiza los logros obtenidos respecto a los objetivos iniciales y propone lineamientos técnicos para la estandarización de la técnica en la mina.

Este trabajo pretende establecer un precedente y un modelo técnico validado para Cía. Minera MARSA, demostrando que la ingeniería de detalle en la

voladura se traduce directamente en excavaciones subterráneas más precisas, rentables y seguras.

CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. FUNDAMENTACIÓN DEL PROBLEMA

La industria minera enfrenta el reto de maximizar la rentabilidad en yacimientos cada vez más complejos. En minería subterránea de vetas angostas, las operaciones de perforación y voladura determinan la eficiencia del avance y la integridad del macizo rocoso. En la Unidad Minera San Andrés, en el Crucero XC 9980- NW del nivel 2220, el método de voladura convencional ha generado niveles significativos de sobrerotura (overbreak), con consecuencias geotécnicas, operativas y económicas que comprometen el proyecto .

El diseño geomecánico proyectó una sección de 2.4 m × 2.7 m con una tolerancia máxima de sobrerotura del 10%; sin embargo, los controles topográficos y de calidad de enero de 2026 registran un overbreak promedio del 24.03%. Esta desviación se atribuye principalmente a mallas de perforación convencionales y factores de carga explosiva no optimizados para una roca con RMR $\approx$ 41, lo que provoca daño excesivo en el contorno y pérdida de perfil de diseño .

El mantenimiento de un overbreak promedio del 24.03% impacta negativamente en tres frentes críticos para MARSa:

- **Acarreo de estéril:** se movilizan aproximadamente 11 toneladas adicionales por disparo, saturando equipos de bajo perfil y reduciendo la disponibilidad mecánica.
- **Sobrecostos en sostenimiento:** la ampliación no planificada de la sección aumenta el uso en cantidad de shotcrete y el número de pernos, elevando el costo por metro lineal de avance.
- **Seguridad y productividad:** la inestabilidad de hastiales incrementa los tiempos de desatado y los tiempos muertos, afectando la productividad programada y elevando los índices de riesgo laboral.

Dado que el Crucero XC 9980- NW es estratégico para interceptar la veta Daniela y habilitar nuevas reservas, la persistencia de voladuras deficientes compromete la viabilidad técnica y financiera del proyecto para 2026. La voladura controlada mediante smooth blasting se plantea como alternativa técnica para reducir la energía transmitida al contorno y minimizar el daño al macizo; sin su implementación, el avance continuará bajo condiciones subestándar y con impactos presupuestarios significativos.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

- ¿En qué medida la aplicación de la voladura controlada (smooth blasting) reduce la sobrerotura en comparación con la voladura convencional en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuál es el nivel de sobrerotura generado por la voladura convencional en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?
- ¿Cuál es el nivel de sobrerotura generado por la voladura controlada (smooth blasting) en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?
- ¿Cuál es el diseño de malla de perforación en la voladura controlada que reduzca la sobrerotura en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?
- ¿Cuál es la distribución de la energía explosiva en la voladura controlada en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?
- ¿Qué diferencias existen en el perfil geométrico de la excavación en ambos métodos de voladura en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?
- ¿Cómo influye la aplicación del smooth blasting en la estabilidad del contorno del crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo general

- Evaluar comparativamente la efectividad de la voladura controlada (smooth blasting) frente a la voladura convencional en la disminución de la sobrerotura del crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar el nivel de sobrerotura generado por la voladura convencional en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.
- Determinar el nivel de sobrerotura generado por la voladura controlada (smooth blasting) en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.
- Diseñar una malla de perforación para la voladura controlada que contribuya a reducir la sobrerotura en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.
- Analizar la distribución de la energía explosiva en la voladura controlada aplicada en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.
- Comparar el perfil geométrico de la excavación resultante de ambos métodos de voladura en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.
- Evaluar la influencia del smooth blasting en la estabilidad del contorno del crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.

1.4. PLANTEAMIENTO DE LA HIPÓTESIS

1.4.1. Hipótesis general

- La aplicación de la voladura controlada (smooth blasting) reduce significativamente la sobrerotura en comparación con la voladura convencional en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, durante el año 2026.

1.4.2. Hipótesis secundarias

- La voladura convencional genera un mayor nivel de sobrerotura que la voladura controlada (smooth blasting) en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, durante el año 2026.
- La voladura controlada (smooth blasting) permite obtener un nivel de sobrerotura menor gracias a un diseño de malla de perforación optimizado, en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, durante el año 2026.
- El diseño de malla de perforación optimizado para la voladura controlada contribuye a una disminución efectiva de la sobrerotura en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, durante el año 2026.
- La distribución controlada de la energía explosiva en la voladura controlada mejora el control del contorno y disminuye la afectación del macizo rocoso en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, durante el año 2026.
- La voladura controlada (smooth blasting) permite obtener un perfil geométrico de excavación más uniforme y cercano al diseño, en comparación con la voladura convencional, en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, durante el año 2026.
- La aplicación del smooth blasting mejora la estabilidad del contorno del crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, durante el año 2026.

1.5. VARIABLES E INDICADORES

1.5.1. Variable independiente e indicadores

Variable Independiente: Técnica de voladura (convencional y controlada)

Dimensión: diseño de perforación

- Indicador 1: espaciamiento entre taladros de contorno, medido en metros (m).
- Indicador 2: burden, medido en metros (m)
- Indicador 3: diámetro de la broca de perforación, medido en milímetros (mm).

Dimensión: configuración de la carga explosiva

- Indicador 1: factor de desacoplamiento, que se expresa como la división entre el diámetro del cartucho y el diámetro del taladro (ϕ_e/ϕ_t).
- Indicador 2: densidad de carga lineal, medida en kilogramos de explosivo por longitud de taladro (kg/m).
- Indicador 3: presión de detonación en la pared del taladro (P_{dt}), calculada en megapascuales (MPa) o bares.

Dimensión: secuencia de iniciación

- Indicador 1: tiempo de retardo entre taladros de la línea de corte, medido en milisegundos (ms).
- Indicador 2: simultaneidad de detonación en el contorno, medido en (ms)

1.5.2. Variable dependiente e indicadores

Variable Dependiente: Disminución de la Sobrerotura (Overbreak)

Dimensión: control geométrico de la excavación

- Indicador 1: porcentaje de sobrerotura (%OB)
- Indicador 2: área de la sección real excavada, determinada mediante levantamiento topográfico en metros cuadrados (m^2).
- Indicador 3: factor de media caña visible (Half-cast factor), medido como el porcentaje de huellas de taladro remanentes en el contorno (%).

Dimensión: estabilidad del macizo rocoso

- Indicador 1: Profundidad de agrietamiento o daño periférico en la roca remanente, medida en metros (m).
- Indicador 2: Frecuencia de caída de rocas (planchoneo) por metro lineal de avance.

Dimensión: eficiencia operativa y económica

- Indicador 1: Tonelaje de material estéril adicional acarreado por disparo, medido en toneladas (ton).
- Indicador 2: Costo unitario de sostenimiento (shotcrete y pernos), expresado en soles por metro lineal (S./m).

1.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Tabla 1. Operacionalización de variables

Variable	Definición Conceptual	Definición Operacional	Dimensiones	Indicadores	Escala / Unidad
V.I. Voladura Controlada (smooth blasting)	"Es aquella que, mediante la reducción de la energía explosiva en el contorno, permite obtener superficies más estables y con menor sobrerotura" (Gálvez Mancha, 2024).	Consiste en la aplicación de un diseño de malla específico con explosivos desacoplados y retardos controlados en el frente del Crucero 9980 - NW.	Perforación	• Espaciamiento (E). • Burden (B). • Diámetro de taladro ($\varnothing t$).	Metros (m) Metros (m) Milímetros (mm)
			Carga Explosiva	• Relación de desacoplamiento (De/Dt). • Densidad de carga lineal. • Presión del taladro (Pt).	Adimensional Kilogramos/metro (kg/m) Megapascuales (MPa)
			Iniciación	• Tiempos de retardo entre taladros. • Simultaneidad de detonación en el contorno.	Milisegundos (ms) (Sí/No)
V.D. Disminución de la Sobrerotura (Overbreak)	"Es la reducción en rotura y desprendimiento de la roca fuera de los límites del diseño proyectado para una excavación subterránea, lo cual provoca inestabilidad en la labor y un incremento en los costos operativos de limpieza y sostenimiento" (López Jimeno et al., 2003).	Determinación del porcentaje de desviación entre el área teórica diseñada (2.4m x 2.7m) y el área real medida post-voladura.	Control Geométrico	• Porcentaje de sobrerotura (%OB). • Área real excavada. • Factor de media caña visible (HCF).	Porcentaje (%) Metros cuadrados Porcentaje (%)
			Estabilidad	• Profundidad de daño al macizo rocoso. • Frecuencia de caída de rocas por disparo.	Metros (m) N° eventos / disparo
			Impacto Económico	• Desmonte adicional acarreado. • Consumo de sostenimiento (Shotcrete y pernos).	Toneladas (ton) Costo por metro (S/./m)

1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL PROYECTO

1.7.1. Justificación

La ejecución de la presente investigación se justifica a través de tres perspectivas fundamentales:

- **Justificación técnica:** El diseño geomecánico proyectado para el Crucero XC 9980 - NW exige una tolerancia máxima de sobrerotura del 10%. Sin embargo, la aplicación de mallas convencionales en un macizo rocoso con un índice $RMR \approx 41$ está generando un overbreak promedio del 24.03%, lo que provoca pérdida del perfil de diseño y daño excesivo en el contorno. Resulta técnicamente necesario implementar el método de smooth blasting como alternativa para controlar la energía explosiva transmitida y proteger la integridad del macizo. Adicionalmente, la justificación técnica se refuerza al diferenciar el tipo de labor en estudio. El Crucero XC-9980-NW no es una labor temporal de explotación, sino una labor de desarrollo de carácter permanente. Como tal, exige un Factor de Seguridad geomecánico superior ($FS \geq 1.5$). La aplicación del método de smooth blasting se hace indispensable en esta labor para evitar el daño térmico y mecánico al macizo rocoso (Microdiorita RMR 41), garantizando que la roca mantenga su resistencia intacta y que el sostenimiento proyectado sea suficiente para la vida útil del nivel, sin incurrir en sobre costos.
- **Justificación económica:** Mantener un nivel de sobrerotura del 24.03% impacta negativamente en el presupuesto de la operación. Actualmente, se movilizan alrededor de 11 toneladas adicionales de desmonte por cada disparo, lo cual satura los equipos de acarreo y disminuye su disponibilidad mecánica. Además, la sección sobreexcavada incrementa drásticamente el uso de shotcrete y pernos de roca, elevando el costo unitario por metro lineal de avance. El estudio se justifica al buscar la reducción directa de estos sobre costos.
- **Justificación operativa y de seguridad:** La deficiente voladura convencional genera inestabilidad en los hastiales y coronas, lo que incrementa los tiempos de desatado manual y mecanizado, traduciéndose en tiempos muertos que afectan el ciclo de minado. Investigar y corregir esta desviación es fundamental para disminuir la exposición del personal a la caída de rocas y mejorar los índices de seguridad laboral.

1.7.2. Importancia

La importancia de esta investigación radica en el impacto directo y estratégico que tendrá sobre el desarrollo a corto y mediano plazo de la Unidad Minera San Andrés. El Crucero XC 9980 - NW es una labor crítica diseñada para interceptar la veta Daniela y habilitar nuevas reservas de mineral; por lo tanto, garantizar su avance eficiente y estable es vital para asegurar la viabilidad técnica y financiera del proyecto durante el año 2026.

A nivel metodológico y disciplinar, este estudio aporta un gran valor al demostrar empíricamente cómo el diseño optimizado de una malla de perforación y voladura reduce la fragmentación indeseada en operaciones de vetas angostas. Los diagramas, cálculos de carga lineal y modelos matemáticos de distribución de energía resultantes (como el uso del modelo de Holmberg) no solo darán solución al problema del frente evaluado, sino que establecerán un estándar operativo que MARSA podrá replicar en futuras labores horizontales con condiciones geomecánicas similares.

1.8. ALCANCES Y LIMITACIONES

1.8.1. Alcances

La presente investigación se enmarca dentro de los siguientes alcances:

- **Alcance espacial y geográfico:** El estudio se desarrollará exclusivamente en el frente de avance del Crucero XC 9980 - NW, ubicado en el Nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, perteneciente a la Compañía Minera MARSA.
- **Alcance temporal:** La recolección de datos topográficos, las pruebas experimentales en campo y el análisis de resultados se llevarán a cabo entre enero y febrero del año 2026.
- **Alcance temático y técnico:** Se diseñará una malla de perforación optimizada mediante el modelo matemático de Holmberg y se analizará la distribución de energía con el software JK SimBlast. Las variables a medir se limitan al porcentaje de sobrerotura (%OB), el factor de media caña visible, la profundidad del daño en la roca remanente y el impacto directo en el acarreo de estéril y costos de sostenimiento (uso de *shotcrete* y pernos).
- **Alcance geomecánico:** Las pruebas y diseños estarán calibrados específicamente para las condiciones del macizo rocoso presentes en el Crucero XC 9980 - NW, el cual se caracteriza por tener un índice RMR de 41.

1.8.2. Limitaciones

Durante el desarrollo y ejecución de la presente investigación, se identificaron las siguientes limitaciones que condicionan el estudio:

- **Limitación de generalización (validez externa):** los resultados y el diseño de la malla de perforación responden estrictamente a las condiciones geomecánicas del Crucero XC-9980-NW, Nivel 2220 (índice RMR de 41 en el Batolito de Pataz). Por lo tanto, las conclusiones no pueden generalizarse directamente a otras labores mineras que presenten características litológicas distintas.
- **Limitación metodológica y tecnológica:** la simulación y el análisis realizados mediante software JK simblast asumen una homogeneidad teórica del macizo rocoso. En la práctica, factores como micro-fisuras, fallas locales o presencia de agua introducen un margen de error inevitable entre el modelo matemático y el comportamiento real de la roca ante la detonación.
- **Limitación operativa:** la fase experimental en campo estuvo condicionada al cronograma de producción de la Unidad Minera San Andrés, la disponibilidad mecánica de los equipos de perforación y las tolerancias operativas reales, tales como el error humano de emboquille y la desviación angular durante la perforación.
- **Limitación temporal:** la recolección de datos y la evaluación del control de sobrerotura se realizaron en un periodo de tiempo acotado, analizando una cantidad específica de disparos de avance. El estudio se enfoca en los resultados a corto plazo, sin contemplar el comportamiento tensional de la labor a largo plazo.

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. GENERALIDADES

2.1.1. Ubicación del proyecto

Las operaciones de la Compañía Aurífera Retamas S.A. (MARSA) se desarrollan en el yacimiento minero denominado "Cerro El Gigante". Este emplazamiento se asienta geográficamente en la vertiente occidental de la cordillera andina, dentro de la región de La Libertad, provincia de Pataz, distrito de Parcoy y particularmente en el anexo Llacuabamba. Desde el punto de vista geológico, el área pertenece estructuralmente al complejo del Marañón, situándose sobre el intrusivo conocido como Batolito de Pataz a una altitud de 3900 m.s.n.m.. Adicionalmente, el proyecto dista unos 388 km en dirección este tomando como punto de partida la ciudad de Trujillo. Para su ubicación espacial exacta, empleando el sistema UTM WGS84, se toma como referencia geométrica las proximidades de la bocamina del nivel 3175, cuyos valores corresponden a 230,284 E y 9 110,983 N.

Figura 1. Ubicación de Marsa



Nota. Tomado de *Reporte Geológico Regional*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Geología.

2.1.2. Accesibilidad

El arribo a la zona de operaciones es posible mediante las siguientes alternativas:

Por vía terrestre:

Tabla 2. Acceso por vía terrestre

Lima-Trujillo	562 km.	Asfaltada
Trujillo-Huamachuco	180 km.	Asfaltada
Huamachuco-Retamas	368 km.	Trocha Carrozable
Retamas-Mina	16 km.	Trocha Carrozable

Por vía aérea

El acceso por vía aérea en avioneta, partiendo del aeropuerto Jorge Chávez se realiza hasta un aeródromo ubicado en la playa de la laguna de Pías.

Tabla 3. Acceso por vía aérea

Lima-Pías	1 hora 20 minutos
Trujillo- Pías	45 minutos

2.1.3. Clima y vegetación

El área de estudio, emplazada a 3900 m.s.n.m., posee un ecosistema climático propio de la Puna o Jalca. Se identifican dos periodos estacionales: uno de constantes precipitaciones y nevadas de noviembre a abril, y otro seco entre mayo y octubre con fuerte insolación diurna y heladas nocturnas. Las temperaturas diarias fluctúan entre los 5 °C y 20 °C, descendiendo en las madrugadas a un rango de 3 °C a 10 °C. Finalmente, la flora representativa incluye pastizales de ichu, quenuales y arbustos menores, conviviendo con comunidades locales dedicadas primordialmente a la extracción de oro.

2.2. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.2.1. Antecedentes internacionales

- Zhang et al. (2023), en su estudio titulado “Multifractal Characteristics of smooth blasting Overbreak in Extra-Long Hard Rock Tunnel”, tuvo como objetivo caracterizar la distribución espacial del sobreexcavado asociado a voladuras tipo smooth blasting en túneles de roca dura. La metodología consta en mediciones topográficas y análisis multifractal de perfiles de contorno en un

túnel de gran longitud. Los resultados evidenciaron patrones multifractales en la distribución del overbreak y una reducción significativa del daño periférico al aplicar pre-splitting. La conclusión fue que el smooth blasting mejora el control del contorno en rocas duras y permite predecir zonas críticas de sobrerotura. El aporte al presente estudio radica en la evidencia metodológica y analítica que justifica la aplicación de técnicas de fracturación previa en el Crucero XC-9980-NW.

- Gálvez Mancha (2024), en su investigación “Voladura controlada en túneles de vetas angostas”, tuvo como objetivo evaluar la reducción de sobrerotura mediante cargas desacopladas. La metodología incluyó pruebas de campo en galerías subterráneas y análisis comparativo de secciones excavadas. Los resultados mostraron una disminución de sobrerotura a valores menores al 10%. La conclusión fue que la voladura controlada es indispensable para disminuir costos de sostenimiento y garantizar seguridad. El aporte es la validación técnica de la voladura lisa en vetas angostas, directamente aplicable al caso MARSA.

2.2.2. Antecedentes nacionales

- Paytan Capani y Quispe Ramos (2023), en la tesis “Aplicación de voladura controlada para optimizar costos de sostenimiento en la U.P. Santa María – Compañía Minera Poderosa S.A.”, tuvieron como objetivo reducir costos de sostenimiento mediante técnicas de voladura controlada. La metodología fue un estudio de caso con mediciones topográficas y análisis de consumo de shotcrete. Los resultados mostraron una reducción de sobrerotura y menores costos unitarios. La conclusión fue que la técnica es aplicable en vetas angostas peruanas. El aporte es la evidencia de que la voladura controlada optimiza costos en condiciones locales.
- Salcedo Torres (2020), en la tesis “Evaluación técnica de la voladura en la Compañía Minera Corihuarmi”, tuvo como objetivo analizar la eficiencia de la voladura y su impacto en la sobrerotura. La metodología incluyó levantamientos topográficos y análisis de parámetros de perforación. Los resultados evidenciaron sobreroturas superiores al 15% con mallas convencionales. La conclusión fue que se requiere implementar técnicas de

voladura controlada. El aporte ha sido la validación de la necesidad de aplicar smooth blasting en minas peruanas.

- Rojas Carrillo (2022), en la tesis “Implementación de voladura controlada para la reducción de costos unitarios – caso de estudio”, tuvo como objetivo disminuir costos unitarios en la Minera KIWA. La metodología fue experimental, diseñando mallas con cargas desacopladas y espaciamientos ajustados. Los resultados mostraron reducción de sobrerotura y ahorro en sostenimiento. La conclusión fue que la voladura controlada es viable y rentable. El aporte es la demostración de que la técnica reduce costos y mejora seguridad en minas subterráneas peruanas.

2.2.3. Antecedentes locales

- Pomasoncco Najarro (2021), en la tesis “Aplicación de la voladura de pre-corte en las labores de desarrollo de la mina MARSÁ para reducir la sobrerotura en el macizo rocoso”, tuvo como objetivo evaluar la eficacia del pre-splitting en MARSÁ. La metodología incluyó pruebas de campo en cruceros y análisis topográfico. Los resultados mostraron reducción de sobrerotura a valores cercanos al 10%. La conclusión fue que la técnica es viable en MARSÁ. El aporte es el antecedente directo que respalda mi investigación.
- Bejarano Baltazar (2021), en la tesis “Voladura controlada y su influencia en la disminución de sobrerotura en labores subterráneas – Minera Aurífera Retamas S.A.”, tuvo como objetivo determinar la influencia de la voladura controlada en la sobrerotura. La metodología fue un estudio de campo con mediciones post-voladura. Los resultados mostraron disminución significativa de sobrerotura. La conclusión fue que la técnica es aplicable en MARSÁ. El aporte es la evidencia local de reducción de sobrerotura en condiciones similares.

2.3. BASES TEÓRICAS

2.3.1. Geología regional.

Las que destacan en esta zona son el Batolito de Pataz y el Complejo Marañón.

- **Batolito de Pataz:** compuesto principalmente de rocas ígneas, específicamente granito, granodiorita y diorita. Esta formación geológica es conocida por albergar

importantes depósitos minerales, particularmente de oro, plata, cobre, zinc y otros metales. La mineralización está asociada con procesos magmáticos e hidrotermales que ocurrieron durante la formación del batolito.

Según León (2020), el Batolito de Patáz (~150 km x 2.5 km) colinda tectónicamente con el Complejo del Marañón, Volcánicos Lavasén y la Formación Crisnejas. En el distrito minero, los sistemas de fracturas preexistentes canalizaron fluidos hidrotermales, propiciando el emplazamiento de vetas. Estas estructuras fueron afectadas por múltiples eventos tectónicos posteriores, lo que generó una marcada irregularidad geométrica y discontinuidad en su rumbo. Mineralógicamente, las vetas están compuestas por una ganga de cuarzo lechoso, sulfuros asociados (pirita, marmatita, calcopirita, galena) y oro predominantemente en estado nativo y libre.

- **Complejo Marañón:** de acuerdo con Reyes y Wilson John (2022), los afloramientos rocosos de este complejo se extienden a lo largo del río Marañón abarcando un ancho estimado de 15 kilómetros. Esta formación metamórfica está compuesta por tres unidades principales, aunque su relación estratigráfica exacta presenta ciertas incógnitas. Se ha determinado que la base estructural está conformada por mica-esquistos, sobre los cuales se superponen afloramientos de filita oscura y sectores con presencia de meta-andesita de tono verdoso. Si bien el vínculo directo entre estas dos últimas capas aún está en estudio, las incrustaciones de esquistos halladas en la meta-andesita sugieren que esta se ubica en un nivel intermedio. Por consiguiente, la secuencia estratigráfica teórica del Complejo Marañón se ordenaría de la siguiente manera: filita negra, meta-andesita verdosa y mica-esquisto gris verdoso.

2.3.2. Geología local

El área de estudio está dominada superficialmente por acumulaciones cuaternarias, lo que oculta gran parte de los afloramientos rocosos y de las estructuras mineralizadas, siendo la veta Gigante-Esperanza (visible en el cerro El Gigante) una de las pocas excepciones en la zona. Debajo de esta capa superficial, específicamente en el sector de la mina El Gigante, subyace el Batolito de Patáz. Este importante cuerpo intrusivo, que se caracteriza por albergar las vetas de oro, presenta una naturaleza tanto félsica como mafélsica. Hacia el noreste, en las proximidades del campamento San Andrés, emergen formaciones metamórficas correspondientes al Complejo del Marañón;

mientras que la zona suroeste, cerca del Tambo, evidencia la presencia de materiales volcánicos y sedimentarios como limolitas, areniscas y conglomerados.

Facies y potencial mineralógico

Geológicamente, el intrusivo se divide en dos facies plutónicas bien diferenciadas:

- **Facies de microdiorita - diorita:** Actúa como la roca huésped ideal para la deposición de los fluidos mineralizantes. En ella se concentran las estructuras auríferas más importantes y de mayor volumen que son objeto de las actuales labores de exploración y explotación minera.
- **Facies de granodiorita - granito:** Resulta ser un medio litológico menos receptivo para la mineralización, albergando únicamente vetas discontinuas, ramificadas y de escaso grosor.

Estructura y contactos geológicos

Físicamente, el Batolito de Pataz se proyecta como una banda longitudinal de aproximadamente **2.5 km** de ancho medio, con una orientación N 60° W. Sus límites estructurales están claramente definidos: al suroeste colinda con la Falla Huinchus, mientras que, al noreste, su contacto con el Complejo del Marañón forma una zona transicional rica en enclaves (fragmentos alargados de filitas, pizarras, microdioritas y rocas metavolcánicas). En el interior del intrusivo, las transiciones entre las distintas facies son de carácter gradual, observándose frecuentemente xenolitos alargados originados por diques aplíticos.

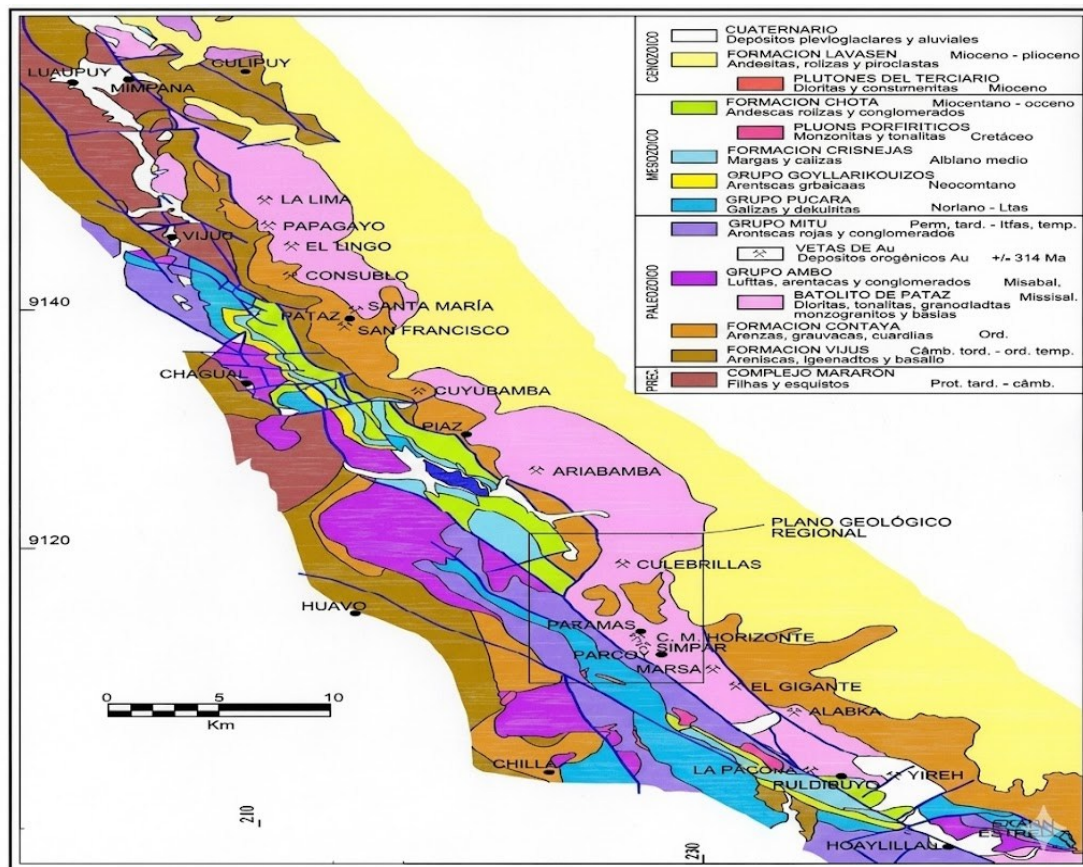
Cronológicamente, a este batolito se le atribuye una formación durante el periodo Carbonífero (era Paleozoica). Adicionalmente, el área presenta intrusiones menores y diques tardíos (pórfidos de composición monzonítica, granodiorítica, diorítica y tonalítica) que atraviesan tanto al intrusivo principal como al complejo metamórfico, a los cuales se les estima una edad Cretácica.

Tipos de rocas presentes en la zona:

- **Rocas metamórficas:** pertenecen al Complejo del Marañón y afloran hacia el sector noreste del batolito, específicamente a lo largo de las quebradas San Vicente, Los Loros, Molinetes, Mushmush y Ventanas. Litológicamente consisten en filitas grises y pizarras oscuras que se alternan con niveles delgados de rocas metavolcánicas y esquistos cloritizados. Toda esta secuencia ha sido fuertemente alterada, plegada y fallada debido a múltiples episodios de metamorfismo ígneo y dinámico. Cabe resaltar que estas zonas de fallamiento también alojan cuerpos auríferos que pueden compartir o diferir de las características de las vetas halladas en el intrusivo principal.

- **Rocas sedimentarias:** corresponden a estratos formados durante los periodos Mesozoico y Paleozoico, ubicados al suroeste del intrusivo de Pataz y extendiéndose desde Cáchica en la zona norte hasta Alaska por el sur, abarcando así el sector de interés de esta investigación. Esta secuencia estratigráfica incluye formaciones de caliza asignadas al Grupo Pucará (etapa Triásico-Jurásico) y una diversidad de materiales vulcano-sedimentarios, entre los que se distinguen tobas riolíticas, areniscas, limolitas, brechas (aglomerados dacíticos y riolíticos) y conglomerados de distintas granulometrías.

Figura 2. Geología local



Nota. Adaptado de *Reporte Geológico Regional*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Geología.

CHILLIA

BULDIBUYO

PARCOY

LEYENDA

PLANO GEOLÓGICO

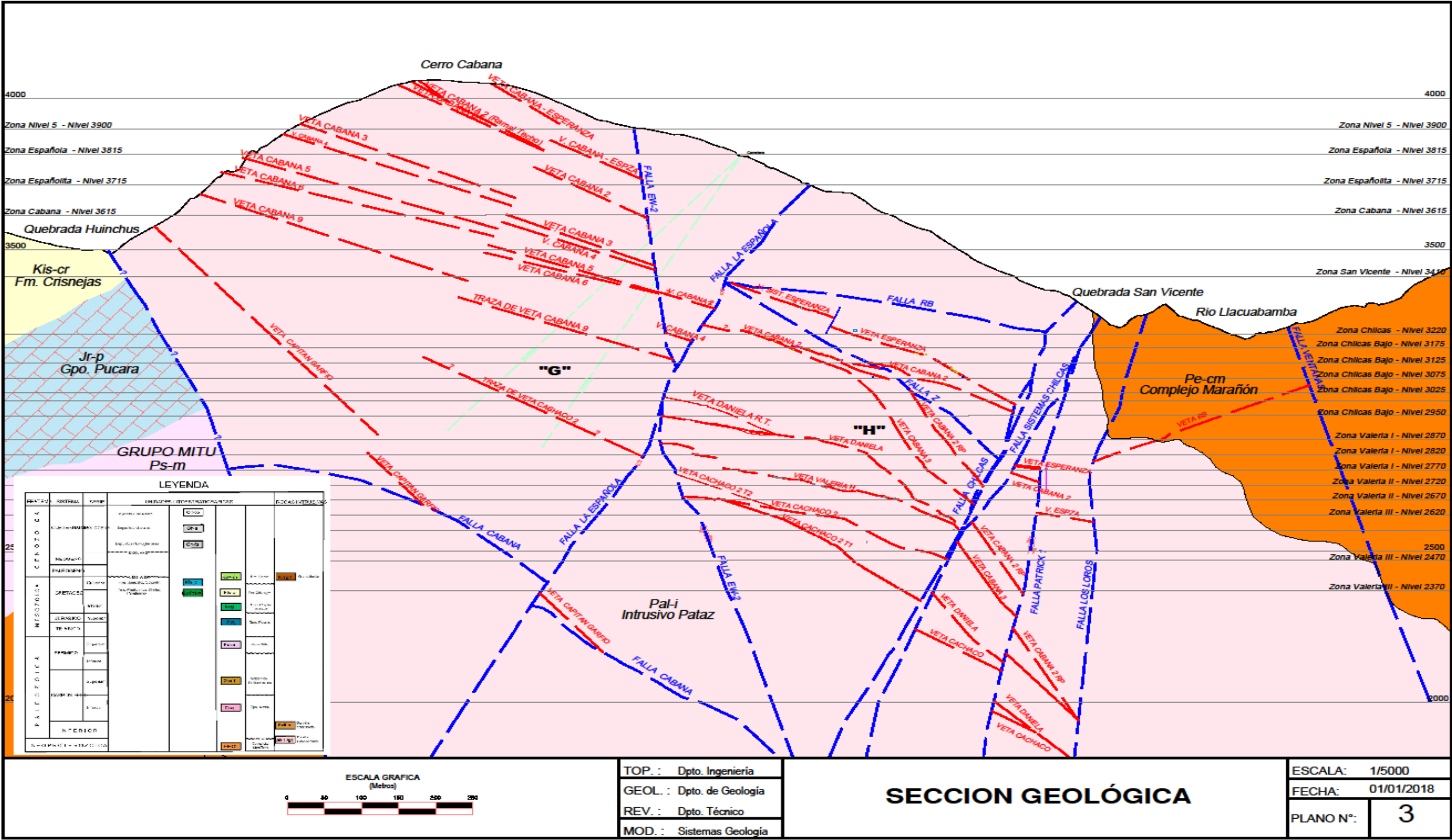
ESCALA GRAFICA (Metros)

TOP.: Servicio Aerogeológico Nacional
 GEOL.: Recopilado de INGENMET
 REV.: Dpto. Geología
 DIB.: Dpto. Técnico

ESCALA: 1 / 25.000
 FECHA: Enero 2018
 PLANO N° 2

21

Figura 4. Sección geológica



Nota. Adaptado de *Reporte Geológico Regional*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Geología.

2.3.3. Geología estructural

A nivel distrital, la configuración estructural del área de estudio está definida por una intensa deformación tectónica que ha generado una compleja red de pliegues, fallas y fracturas, afectando directamente a los dominios litológicos intrusivos, sedimentarios y metamórficos. Los principales rasgos se describen a continuación:

1. Deformación por plegamiento. Estos eventos abarcan una escala regional y afectan primordialmente a las unidades sedimentarias y metamórficas, desarrollando ejes direccionales orientados de sureste a noroeste. Se infiere que la dinámica de esfuerzos compresivos responsable de esta deformación actuó a lo largo del eje noreste-suroeste. Consecuentemente, yacimientos como Yanaracra Sur, Esperanza, Gigante Uno y Natasha exhiben pliegues localizados que añaden un grado de dificultad considerable a las labores de prospección y minado.

2. Sistemas de fracturamiento. La continua actividad tectónica ha provocado una severa figuración tanto en las rocas del Complejo del Marañón como en el Batolito de Pataz. La disposición de estas fracturas obedece estrictamente a la dirección de los esfuerzos deformantes. Se observan arreglos paralelos a los sistemas de fallas longitudinales, así como patrones diagonales subordinados a las fuerzas de compresión, las cuales también indujeron la formación de microfallas. Como resultado directo, los cuerpos vetiformes suelen encontrarse en un estado fuertemente craquelado o fracturado.

3. Dinámica de fallamiento. El entorno litológico evidencia una alta perturbación estructural, permitiendo identificar tres sistemas de fallas bien definidos:

- **Fallas longitudinales (NW – SE):** Corresponden a eventos tectónicos post-mineralización. Al poseer rumbos subparalelos respecto a las vetas, generan alteraciones en las estructuras mineralizadas como acuñamientos, discontinuidades locales y ensanchamientos (cabalgamientos). Predominan las cinemáticas normales sinextrales e inversas dextrales, con saltos que varían desde el rango centimétrico hasta el métrico. Estas dislocaciones son visibles en labores como Mano de Dios, Cachaco, Yanaracra Uno y Sur, Esperanza y Gigante Uno.
- **Fallas transversales o mayores (E – W):** Se trata de estructuras con dirección promedio este-oeste y buzamientos pronunciados tanto al norte como al sur. En este grupo destacan fallas como San Vicente, Cabana, AB, Yanaracra Norte Uno, Veta Pumas Uno, E-1 y la notable Falla Uno (cuya cinemática inicial se deduce como inversa-sinextral por evidencia de campo). Tienen la capacidad de generar desplazamientos considerables de hasta 300

metros horizontales (movimiento sinextral) y 100 metros en la vertical, caracterizándose por el colapso o hundimiento del bloque septentrional.

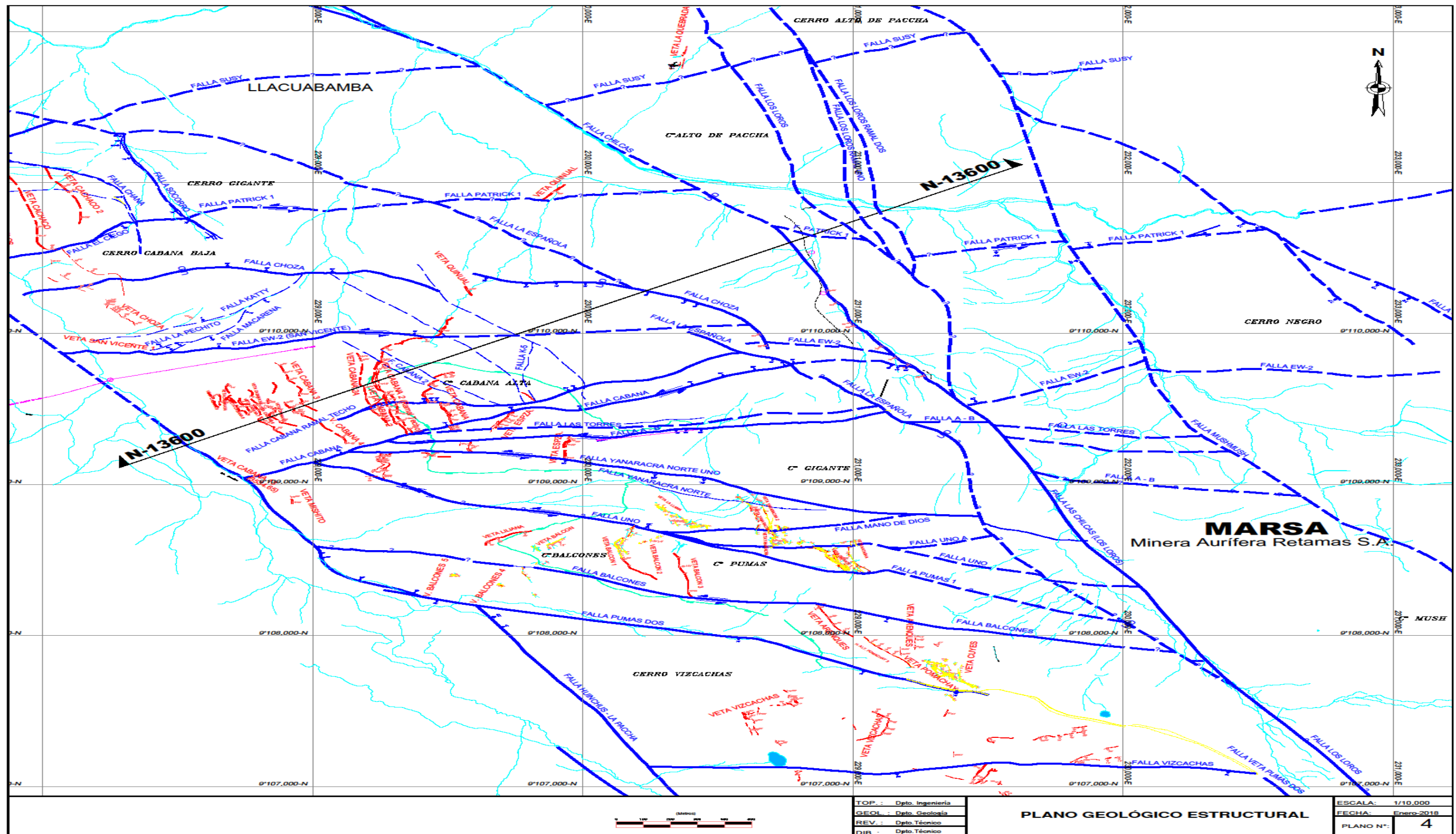
- **Fallas diagonales (NE – SW a N – S):** Sistemas con rumbo norte a noreste y buzamiento de alto ángulo hacia el este. Pueden manifestarse como estructuras relativamente aisladas o conformando agrupaciones asociadas a fallamientos gravitacionales (en bloque). Trastocan los yacimientos mediante desplazamientos de tipo dextral, sinextral, inverso o normal. Ejemplos de fallamiento normal sinextral incluyen el Sistema Chilcas, La Española, fallas Cinco y Cuatro, Cabana y Oeste Uno. En los sectores donde presentan un bajo ángulo de buzamiento, actúan como sobreescurremientos locales.

4. Configuración del sistema de vetas. El emplazamiento de las estructuras mineralizadas dentro del intrusivo de Patáz se clasifica en dos agrupaciones principales.

- El **primer sistema (NW – SE)** abarca vetas como Daniela, Garfio, Cabana, Gigante, Yanaracra Sur y Esperanza, con rumbos que oscilan entre N 20° y 50° W, e inclinaciones de 10° a 40° hacia el noreste. Sin embargo, existen excepciones como la veta Garfio, cuyo buzamiento es más agreste (55° a 70°).
- El **segundo sistema (N – S)** incluye a Valeria, Las Torres, Cachaco, Yanaracra 1 y Yanaracra 2, el cual funciona como un arreglo tensional derivado del primer grupo.

En conjunto, estas marcadas fluctuaciones en los rumbos y buzamientos son el resultado directo de las fuerzas de tensión y compresión que modelaron el yacimiento a través de múltiples fallas y pliegues.

Figura 5. Plano geológico estructural



Nota. Adaptado de *Reporte Geológico Regional*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, **s.f.**, Archivo del Área de Geomecánica.

2.3.4. Mineralogía

La composición mineralógica de las estructuras vetiformes en el sector de Retamas no presenta mayor complejidad. Estos cuerpos están constituidos predominantemente por ensambles de cuarzo y pirita, con una presencia subordinada de galena y otros sulfuros. Las evaluaciones mineralógicas previas han permitido determinar la siguiente clasificación:

- **Minerales de mena:** El mineral económico primordial es la pirita portadora de oro, la cual coexiste con sulfuros base como la arsenopirita (FeAsS), la esfalerita (ZnS) y la galena (PbS). En menor medida, destaca la presencia de cuarzo de textura sacaroidea, el cual es de vital importancia por actuar como roca huésped para el oro libre; de igual manera, se registra la ocurrencia de oro nativo (Au).
- **Minerales de ganga:** Este grupo comprende a las especies litológicas carentes de valor económico o beneficio metalúrgico, entre las que se identifican la calcita, limonita, sericita y el cuarzo lechoso. Adicionalmente, los análisis microscópicos concluyen que una importante fracción del oro se halla en estado libre. Sin embargo, debido a su reducida granulometría, resulta indispensable implementar una etapa de molienda fina dentro del proceso metalúrgico para garantizar una recuperación óptima del metal.

2.3.5. Software de simulación de voladura JKSimBlast

JKSimBlast

es un conjunto integral de programas para el diseño y análisis de voladuras. Está disponible como módulos independientes y en tres paquetes.

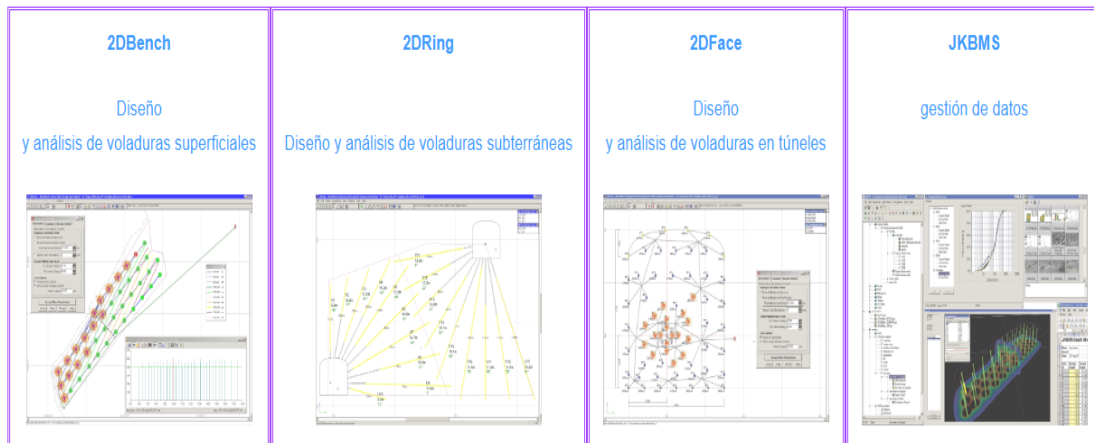
Con JKSimBlast puedes:

- Dibujar o importar contornos de excavación: bancos, caminos, límites, etc.
- perforar o importar barrenos para voladura, simples o en patrones.
- plataformas de carga de explosivos, tapones o cualquier otro material
- insertar retardos en el fondo del pozo y en la superficie
- Personaliza completamente los parámetros, las propiedades del explosivo y del detonador.
- simular la secuencia de detonación en pantalla, incluyendo la dispersión
- analizar datos de energía, daños, tiempos, relieve, fragmentación, vibración y contorno de barrenos de voladura
- Imprimir tablas y planos a escala

- Vincular archivos y documentos externos (informes, hojas de cálculo, fotos, etc.) y comentarios a los mensajes masivos.
- organizar y abrir blasts y datos vinculados
- Copiar todos los datos de explosión en coordenadas 3D completas en formato de texto tabular a otras aplicaciones.
- Edita los datos de BLAST en una aplicación externa y pégalos de nuevo en los módulos de diseño.
- Copiar los resultados de los análisis en formato de texto tabular completo.

Módulos

Figura 6. Modulos de Jk Simblast



Nota. Tomado de *JKSimBlast*, por Soft-Blast, s.f., (<https://www.soft-blast.com/Software/JKSimBlast.html>).

Paquetes

Figura 7. Paquetes de Jk Simblast

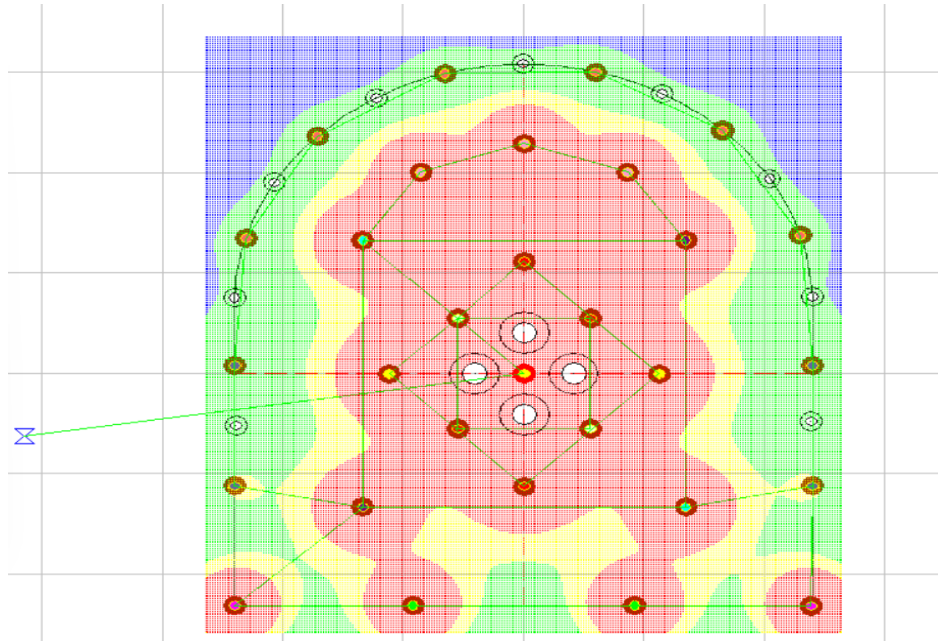
Superficie	2DBench	JKBMS	Vista 2D	TimeHEx
Subterráneo	2DRing	JKBMS	Vista 2D	TimeHEx
Túnel	2DFace	JKBMS	Vista 2D	TimeHEx

Nota. Tomado de *JKSimBlast*, por Soft-Blast, s.f., (<https://www.soft-blast.com/Software/JKSimBlast.html>).

JK Simblast 2DFACE

2DFace está optimizado para agujeros perforados desde un plano dentro de un perfil, como túneles, pozos, chimeneas.

Figura 8. Ejemplo de simulación en software Jk Simblast



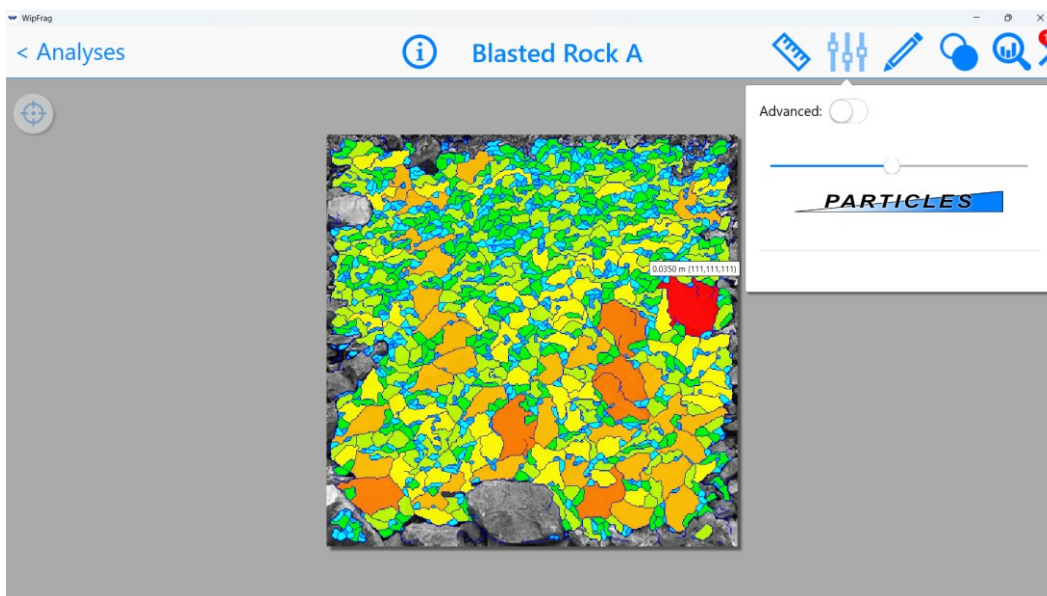
- a. Herramientas específicas para perfiles de túneles y perforaciones.
 - crea contornos de túneles a partir de plantillas, formas dibujadas o importadas.
 - Perforar orificios de carga y alivio, o crearlos a partir de plantillas de corte predefinidas.
 - Perfora varios agujeros a lo largo de la parte trasera, los laterales y el suelo.
 - Digitalizador incorporado: crea explosiones a partir de imágenes y fotos.
- b. Opciones versátiles para la carga y la temporización.
 - Personaliza completamente las propiedades de la plataforma y del retardo.
 - carga por longitud, masa, collar sin carga o espaciado del collar
- c. Analizar, comparar y optimizar las explosiones para:
 - Simulación de detonación con dispersión
 - Contornos de detonación
 - Alivio de la carga
 - Contornos de energía y daños en planta o sección
 - Carga instantánea máxima y vibración a distancia escalada

- d. Copiar y pegar todos los datos directamente desde/hacia una hoja de cálculo o un archivo de texto.
- e. Imprima los planos de voladura y las imágenes de análisis a escala.
 - Compatible con JKSimBlast v3

2.3.6. Software de análisis de granulometría WipFrag

Se utiliza principalmente en las industrias de minería, agregados y canteras para cuantificar el tamaño de las partículas de roca de forma rápida, segura y precisa mediante fotografías.

Figura 9. Software WipFrag



Funciones principales:

Medición instantánea de la fragmentación: Captura una foto con tu dispositivo móvil o importa imágenes desde tu dron o cámara para calcular distribuciones de tamaño precisas en segundos.

Mapeo instantáneo de articulaciones y RQD: Utilizar en el frente antes de la voladura para determinar in situ el tamaño de los bloques y la calidad de la roca, y después de la voladura para inspeccionar la rotura posterior.

Segmentación y escalado avanzados: Los sofisticados algoritmos de delimitación identifican automáticamente las partículas, y las múltiples herramientas de escalado garantizan la precisión en condiciones reales.

Análisis e informes de tendencias: Compare los resultados entre diferentes voladuras, turnos o emplazamientos con gráficos visuales claros, informes exportables y un SIG integrado para la toma de decisiones y la comunicación.

2.3.7. Clasificaciones geomecánicas

2.3.7.1. RQD (Rock Quality Designation)

El Índice de Designación de Calidad de la Roca (RQD, por sus siglas en inglés), propuesto originalmente por D.U. Deere entre los años 1963 y 1967, es un indicador fundamental para evaluar la competencia del macizo rocoso. Se calcula determinando la proporción de núcleos de perforación (testigos) recuperados que superan los 10 centímetros de longitud a lo largo de su eje longitudinal, dividiendo este valor entre la longitud total de la corrida del sondaje. Para evitar sesgos en el cálculo, es imperativo excluir cualquier fractura inducida mecánicamente por la propia manipulación de la máquina perforadora. En la evaluación geomecánica de proyectos mineros, la estimación del RQD se puede ejecutar mediante tres metodologías principales.

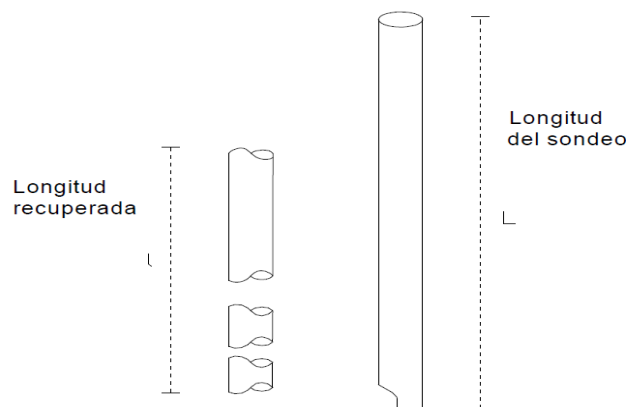
Primer procedimiento: Análisis directo de testigos de perforación

Este enfoque busca obtener un valor numérico que refleje la integridad del macizo rocoso basándose en el análisis físico de las muestras extraídas. El proceso se desarrolla de la siguiente manera:

- **Planificación y extracción:** Mediante el uso de equipos de perforación diamantina, se extraen muestras cilíndricas del subsuelo que permiten diagnosticar sus condiciones geomecánicas. Por lo general, se diseña una campaña de sondajes que sigue el trazo de la labor proyectada (como túneles o galerías), garantizando así una caracterización puntual a lo largo de toda la zona de interés.
- **Perforaciones de comprobación:** Dependiendo del grado de variabilidad estructural (homogeneidad o heterogeneidad) detectado en la primera etapa, suele ser necesario ejecutar sondajes adicionales. Estas perforaciones de infill o complementarias tienen como objetivo brindar mayor precisión geomecánica en aquellos sectores catalogados preliminarmente como críticos o inestables.

- **Almacenamiento y logueo (Mapeo de núcleos):** A medida que se extraen, los testigos se ordenan sistemáticamente en cajas portatestigos, las cuales se rotulan con las progresivas exactas de avance y profundidad. Durante el mapeo, se observan tramos de roca completamente intacta que se ven interrumpidos al intersectar alguna discontinuidad geológica.
- **Caracterización de las discontinuidades:** Una interrupción en el núcleo puede manifestarse como una diaclasa limpia, una fractura con material de relleno o, en el peor de los casos, como un sector de roca intensamente triturada. En estas zonas de transición o falla, la recuperación suele limitarse a fragmentos menores, debiendo registrarse cuidadosamente el metraje que abarcan dichas zonas.
- **Cálculo final:** Finalmente, el especialista mide y registra de manera meticulosa todos los segmentos de roca sana mayores a 10 cm y evalúa los tramos fracturados. Todos estos valores cuantificados se introducen en la fórmula estándar para obtener el índice RQD definitivo del tramo evaluado.

Figura 10. Testigo diamantino



Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 59), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

La fórmula a aplicar es:

$$RQD = \frac{\text{Longitudes recuperadas} \geq 0,1 \text{ m} \times 100}{\text{Longitud del sondeo total}}$$

A nivel empírico, al representar gráficamente la relación entre la frecuencia y el espaciado, se evidencia que los datos se ajustan a un modelo de distribución exponencial decreciente:

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1)$$

λ : frecuencia media de discontinuidades por metro

$$\lambda = \frac{\text{Cantidad de Dislocaciones}}{\text{Longitud del Sondeo}}$$

Segundo procedimiento: Estimación por frecuencia de fracturamiento

Esta metodología alternativa permite aproximar el valor del RQD contabilizando la cantidad de discontinuidades geológicas o fisuras presentes por cada metro lineal de macizo rocoso. Los datos requeridos para este cálculo se recopilan durante las campañas de cartografiado litológico y estructural en los diferentes sectores de la mina. En la práctica operativa, los especialistas del departamento de geotecnia determinan este indicador directamente *in situ*, realizando un levantamiento continuo a lo largo de las paredes de roca que se encuentran expuestas en las labores mineras.

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1)$$

Donde:

λ = Nro. De Fisuras / Espacio

Tercer procedimiento: Estimación volumétrica de discontinuidades

Este método tridimensional determina el RQD a partir de la densidad espacial de fracturamiento, cuantificando cuántas fisuras o discontinuidades existen en un metro cúbico de macizo rocoso. La recolección de estos datos se ejecuta durante el mapeo litológico y estructural de los hastiales en las labores subterráneas. Cabe destacar que esta variante de cálculo es de vital importancia y se aplica de manera específica para el diseño de mallas de voladura. Para obtener el valor del RQD bajo este criterio, se emplea la siguiente correlación matemática:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde:

- J_v : Recuento volumétrico de juntas (número total de fisuras por metro cúbico).

A continuación, se presentan los rangos de valoración correspondientes al índice RQD:

Tabla 4. Tabla de índice de calidad de la roca

Índice de Calidad de roca	RQD	Observaciones
A.- Muy mala	0 – 25	1.- cuando RQD 10, incluyendo
B.- Mala	25 – 50	cero; se puede utilizar el valor
C.- Regular	50 – 75	10 para el RQD.
D.- Buena	75 – 90	2.- Intervalos de 5 para RQD, ó
E.- Excelente	90 – 100	sea 100, 95, 90 son precisos.

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 61), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

2.3.7.2. El criterio de valoración RMR de Bieniawski

El sistema de clasificación geomecánica fundamentado en el índice RMR (por sus siglas en inglés, *Rock Mass Rating*) fue introducido por Bieniawski en el año 1973 y ha experimentado diversas actualizaciones metodológicas a lo largo de las décadas de 1970 y 1980. Su propósito principal es caracterizar el terreno directamente *in situ*, lo que permite proyectar el tiempo de autosoporte y la luz máxima segura de las excavaciones. Aunque es ampliamente aplicado en el análisis de taludes y cimentaciones, su uso es predominante en la ingeniería de túneles y labores subterráneas.

Este modelo empírico otorga una calificación global al macizo, cuyo valor oscila entre 0 y 100 puntos. Este puntaje final se obtiene a partir de la evaluación individual e independiente de seis variables geológico-geotécnicas:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la matriz rocosa.
- Índice de designación de la calidad de la roca (RQD).
- Separación o distancia entre las discontinuidades.
- Estado físico y geométrico de las juntas.
- Condiciones hidrogeológicas (presencia de agua subterránea).
- Ajuste de penalización por la orientación de las estructuras respecto a la excavación.

Objetivos de la metodología RMR

La implementación de este criterio persigue finalidades operativas e ingenieriles claras:

- Cuantificar las propiedades del macizo para disponer de un marco de referencia sólido en la caracterización geotécnica.

- Zonificar el entorno geológico, agrupando sectores del terreno que presenten un comportamiento mecánico similar.
- Facilitar la comprensión del entorno estructural del yacimiento.
- Suministrar los parámetros numéricos indispensables para el diseño estructural, sostenimiento y el planeamiento de las labores mineras.

En función del puntaje total acumulado, el terreno se segmenta en cinco clases de calidad. A partir de esta categorización, es posible estimar de manera aproximada los parámetros de resistencia al corte del macizo rocoso, específicamente la cohesión y el ángulo de fricción interna.

a. Evaluación de la resistencia a la compresión de la roca intacta

Para determinar la capacidad resistente de la matriz rocosa pura, el especialista puede recurrir a métodos empíricos de campo (como la estimación visual-táctil mediante golpes de picota) o a metodologías estandarizadas. Operativamente, destacan tres enfoques principales para su cálculo:

- **Primer procedimiento:** Medición indirecta de la resistencia a través de la estimación de la dureza superficial utilizando el esclerómetro o martillo de Schmidt.
- **Segundo procedimiento:** Cálculo del índice de resistencia mediante el ensayo de carga puntual (también conocido como método de Franklin).
- **Tercer procedimiento:** Ejecución de pruebas mecánicas directas, específicamente a través del ensayo de compresión simple (UCS) realizado en laboratorio.

$$\sigma_n = \frac{P_n}{A} \qquad \tau_n = \frac{P_c}{A}$$

Donde: P_n: Carga Normal en Kg. ; P_c: Carga de Corte en Kg. ;A: Área en cm²

Tabla 5. Puntaje resistencia a la compresión simple

Ensayo de Carga Puntual (MPa)	Resistencia a Compresión Simple (RCS) (MPa)	Puntaje
>10	> 250	15
4 -10	100 -250	12
2 - 4	50 - 100	7
1 - 2	25 - 50	4
--	10 - 25	2
--	3 - 10	1
--	< 3	0

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 64), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

b. Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)

Este indicador geotécnico se evalúa tradicionalmente a partir del análisis de los núcleos o testigos extraídos durante las campañas de perforación diamantina. Desde el punto de vista conceptual, representa la sumatoria longitudinal de todos aquellos fragmentos cilíndricos de roca intacta que superan los 10 centímetros, valor que se expresa como un porcentaje con respecto a la longitud total de la maniobra de perforación. Asimismo, para fines prácticos, es completamente válido recurrir a cualquiera de los métodos de estimación empírica o volumétrica que se han detallado en las secciones precedentes para calcular este parámetro.

Tabla 6. puntaje según el valor del R.Q.D.

R.Q.D. (%)	Puntaje
90 - 100	20
75 - 90	17
50 - 75	13
25 - 50	8
< 25	3

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 65), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

c. El espaciamiento de las discontinuidades.

La distancia entre las fracturas condiciona drásticamente la resistencia estructural del macizo rocoso; a mayor cantidad de juntas, menor es su capacidad portante. Por ejemplo, una matriz rocosa muy competente (con una resistencia de 100 a 200 MPa) se comportará como un macizo débil si presenta un fracturamiento intenso con juntas separadas cada 5 cm. Para evaluar cuantitativamente este parámetro, el sistema RMR adopta la categorización de espaciamientos propuesta por Deere, la cual se detalla a continuación:

Tabla 7. Espaciamiento de juntas

Descripción Espaciamiento	Espacio De Juntas	Tipo Macizo Rcoso
Muy ancho	> 3m	Sólido
Ancho	1 - 3 m	Masivo
Moderadamente cerrado	0.3 - 1 m	En bloques
Cerrado	50 - 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Machacado

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 65), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Tabla 8. Puntaje según espaciamiento de discontinuidades

Espaciamiento	Puntaje
>3m	20
1 – 3m	15
0,3 – 1m	10
50 – 300mm	8
< 50mm	5

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 66), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

d. Estado y características de las discontinuidades

Este parámetro evalúa las propiedades físicas y geométricas de las fracturas, contemplando cinco variables fundamentales para determinar su resistencia al corte:

- **Abertura:** Representa la separación física entre las paredes de la falla o junta, cuantificada según los rangos establecidos por el sistema de Bieniawski.

Tabla 9. Apertura de las juntas

Descripción	Separación
Abierta	> 5mm
Moderadamente abierta	1-5mm
Cerrada	0.1-1mm
Muy cerrada	< 0.1

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 67), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

- **Persistencia (Tamaño):** Refleja la extensión longitudinal de la diaclasa, la cual condiciona de manera crítica la estabilidad global del macizo.
- **Rugosidad:** Describe el perfil de la superficie de contacto mediante cinco niveles cualitativos: muy rugosa, rugosa, levemente rugosa, lisa y con espejos de falla.
- **Alteración de las paredes:** Evalúa la competencia y el grado de meteorización en los labios de la fractura, clasificándolos en roca dura, media o blanda.

- **Material de relleno:** Se caracteriza analizando su grosor, el tipo de mineral presente, su firmeza y su nivel de continuidad a lo largo de la estructura.

Tabla 10. Puntaje según las condiciones de las discontinuidades

Descripción	Puntaje
Superficies muy rugosas, de poca extensión, paredes de roca resistente	15
Superficies poco rugosas, apertura menor a 1 mm, paredes de roca resistente	12
Ítem anterior, pero con paredes de roca blanda	7
Superficies suaves o relleno de falla de 1 a 5 mm de espesor o apertura de 1 a 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros	4
Discontinuidades abiertas, con relleno de falla de más de 5 mm de espesor o apertura de más de 5 mm, las discontinuidades se extienden por varios metros	0

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 68), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

e. Condiciones hidrogeológicas (Presencia de agua)

La filtración de agua subterránea compromete seriamente la estabilidad estructural de los macizos fracturados. Por tal motivo, este criterio evalúa el flujo y comportamiento hidráulico del terreno, clasificando las condiciones de la mina en cuatro escenarios específicos: entorno totalmente seco, macizo húmedo, presencia de flujos a presión moderada y filtraciones a alta presión.

Tabla 11. Puntaje Según las condiciones del agua subterránea

Filtración por cada 10 m de longitud de túnel (L/min)	Presión del agua en la discontinuidad dividido la tensión Principal Mayor	Condiciones Generales	Puntaje
Nada	0	Completamente seco	15
< 10	0,0 – 0,1	Apenas húmedo	12
10 - 25	0,1 – 0,2	Húmedo	7
25 – 125	0,2 – 0,5	Goteo	4
> 125	> 0,5	Flujo continuo	0

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 69), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

f. Ajuste por orientación de las estructuras

Al proyectar excavaciones mineras, sean superficiales o subterráneas, es indispensable analizar la interacción geométrica entre el diseño de la obra y los planos de debilidad. Este parámetro aplica una penalización al índice del macizo dependiendo de qué tan favorables o desfavorables resulten el rumbo y buzamiento de las juntas respecto al eje de avance de la labor. Para este propósito, Bieniawski establece la siguiente categorización:

Tabla 12. Corrección por orientación

Rumbo Perpendicular al Eje				Rumbo Paralelo al Eje del Túnel		Buzamiento 0-20° (Independiente del Rumbo)
Dirección según Buzamiento		Dirección contra Buzamiento				
Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 69), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

A. Clasificación de los parámetros y sus valores

Figura 11. Clasificación RMR de Bieniawski (parámetros de clasificación)

Parámetros	ESCALA DE VALORES							
Resistencia de la roca intacta	Carga Puntual	80 kg/cm²	40-80 kg/cm²	20-40 kg/cm²	10-20 kg/cm²	10 kg/cm²		
	A Compresión Simple	2000 Kg/cm²	1000 - 2000 Kg/cm²	500 - 1000 Kg/cm²	250 - 500 kg/cm²	100-250 kg/cm²	30-100 kg/cm²	10-30 Kg/cm²
VALOR		15	12	7	4	2	1	0
R. Q.D.		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
VALOR		20	17	13	8	3		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
VALOR		30	25	20	10	5		
Condición de Juntas		Muy rugosas sin continuidad cerradas, Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5mm ó abiertos 1-5mm Fisuras Continuas	relleno blando de espesor < 5mm. ó abiertas <5 mm. fisuras continuas		
VALOR		25	20	12	6	0		
Aguas Subterráneas	Cant. Infiltración 10 m. de túnel	Ninguna		25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min.		
	Presión de agua							
	Esfuer. principal	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.5		
	Situación General	Totalmente Seco		Solo húmedo agua interst.	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
VALOR		10		7	4	0		

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 71), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

B. Ajuste de valores por orientación de las juntas

Tabla 13. Ajuste por orientación de las juntas

Orientación de rumbo y buzamiento de las fisuras	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 71), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

C. Determinación de la clase del macizo rocoso

Tabla 14. Clase del macizo rocoso

Valor total del RMR	81 - 100	61 - 80	41 - 60	21 - 40	< 20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 71), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

D. Significado de las clases de macizos rocosos

Tabla 15. Significado de las clases de macizos rocosos

Clase Número	I	II	III	IV	V
Tiempo de Mantenimiento	10 años para 5m	6 meses para 4m	1 semana para 3m	5 horas para 1.5m	10 minutos para 0.5m
Cohesión	> 3 kg/cm ²	2-3 kg/cm ²	1.5-2 kg/cm ²	1-1.5 kg/cm ²	< 1 kg/cm ²
Ángulo de fricción	> 45°	40° - 45°	30° - 40°	30° - 35°	< 30°

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 72), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

2.3.7.3. Clasificación geomecánica de Barton

Este método empírico evalúa la competencia estructural del terreno mediante el Índice "Q", también reconocido en el sector como el Índice de Calidad Tunelera. Su cálculo proporciona una valoración cuantitativa de la estabilidad del macizo rocoso basándose en la interacción de los siguientes parámetros:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Asimismo, es posible emplear ecuaciones empíricas que permiten correlacionar ambos sistemas, facilitando la conversión recíproca y directa entre los valores de RMR y el índice Q.

$$RMR = 9 \ln(Q) + 44$$

Variables que componen las ecuaciones:

- **RQD:** Designación de la Calidad de la Roca (por sus siglas en inglés).
- **Jn:** Coeficiente que cuantifica la cantidad de sistemas o familias de diaclasas presentes.
- **Jr:** Valoración del perfil, aspereza y rugosidad en las caras de las fracturas.
- **Ja:** Indicador del nivel de meteorización y las características del material de relleno.
- **Jw:** Factor de penalización asociado a los flujos y presiones de agua subterránea.
- **SRF:** Parámetro reductor que evalúa el estado tensional del terreno y la presencia de zonas de debilidad.

En las siguientes secciones se detalla el criterio de ponderación específico para cada una de estas variables:

Tabla 16. Índice de la calidad de la roca-RQD

Índice de Calidad de roca	RQD	Observaciones
A.- Muy mala	0 – 25	3.- cuando RQD < 10, incluyendo cero; se puede utilizar el valor 10 para el RQD.
B.- Mala	25 – 50	
E.- Regular	50 – 75	4.- Intervalos de 5 para RQD, ó sea 100, 95, 90 son precisos.
F.- Buena	75 – 90	
E.- Excelente	90 – 100	

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 79), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Tabla 17. Número de familias-Jn

Número de Familias	Jn	Observaciones
A.- Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 - 1	
B.- Una familia de juntas	2	
C.- Una familia y algunas juntas ocasionales	3	
D.- Dos familias de juntas	4	1.- Para cruces en túneles utilizar (3 x Jn) 2.- Para Portales utilizar (2 x Jn)
E.- Dos familias y algunas juntas	6	
F.- Tres familias de juntas	9	
G.- Tres familias y algunas juntas	12	
H.- Cuatro familias o más, roca muy fracturada, Terrones de azúcar	15	
I.- Roca triturada terrosa	20	

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 79), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Tabla 18. Número de rugosidad de las juntas

Número de rugosidad de las Juntas	Jr	Observaciones
- Contacto entre las dos caras de la junta - Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 cm		
A.- Juntas discontinuas	4	
B.- Junta rugosa o irregular ondulada	3	
C.- suave ondulada	2	
D.- Espejo de falla, ondulada	1.5	1.- Se añade 1.0 si el espaciamiento medio juntas es mayor de 3 m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar Para juntas de fricción Planas y que tengan alineaciones orientadas para resistencia mínima.
E.- Rugosa o irregulares plana	1.5	
F.- Suave plana	1.0	
G. - Espejo de falla o superficie de fricción plana.	0.5	
- Sin contacto entre las dos caras de la Junta desplazados lateralmente		
H.- Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras.	1	
I.- Zona arenosa de grava o roca triturada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.	1	

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 80), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Tabla 19. Número de alteración de las juntas

Número de alteración de las juntas	Ja	Ør (aprox.)	Observac
- Contacto entre las dos caras de la junta.			
A.- Junta sellada, dura, sin reblandamiento relleno impermeable, ej. Cuarzo.	0.75		
B.- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25° - 35°	
C.- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25° - 30°	
D.- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecibles.	3	20° - 25°	
E.- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, ej. Caolinita, mica, florita, talco, y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos	4	8° - 16°	
- Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento lateral.			1.- Los valores el ángulo De fr residual, se inc como guía
F.- Partículas de arena, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	25° - 30°	
O.- Fuertemente sobreconsolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, los recubrimientos son continuos menores de 5 mm. de espesor.	6	16° - 24°	aproximada de propiedades m lógicas de los
H.-Sobreconsolidación media a baja, reblandeci- miento, relleno de mineral arcilloso. Los recu- brimientos son continuos menores de 5 mm. de espesor.	8	8° - 16°	productos de l: alteración si es están presente
Relleno de arcillas expansivas ej. Montmorillonita, de espesor continuo de 5mm. El Valor Ja depende del porcentaje de particulas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 - 12	6° - 12°	
No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada.			
J.- Zonas o bandas de roca desintegrada o machacada y arcilla.	6 - 8 ó 8 - 12	6° - 24°	
K.- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandamiento.	5	6° - 24°	
L.- Zonas o capas gruesas de arcilla.	10 - 13 13 - 20	6° - 24°	

Nota. De *Mecánica de Rocas* (p. 81), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Tabla 20. Factor de reducción por presencia de agua

Factor de reducción por presencia de agua en las juntas.	Jw	Presión agua Kg/cm ²	Observaciones
A.- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, menos de 5 l/min. Localmente.	1	< 1	1.- Los factores de C a E, son estimaciones aproximadas, aumenta Jw si se instalan drenes.
B.- Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0.66	1 - 2.5	
C.- Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	2.5 - 10	
D.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con las voladuras disminuyendo con el tiempo.	0.1 - 0.2	> 10	2.- Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
E.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05 - 0.1	> 10	

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 82), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Tabla 21. factor de reducción de esfuerzos

Factor de Reducción de esfuerzos	SRF	Observaciones
Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.		
A.- Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10	1.- Redúzcanse estos valores SRF de 25%-50% si las zonas de fractura solo se intersectan pero no cruzan la excavación.
B.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m.).	5	
C.- Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca Desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m.).	2.5	2.- Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisotropico, medidas: cuando $5 < d_1/d_3 < 10$, redúzcase: a 0.8 la d_c y el d_t .
D.- Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor	7.5	Cuando d_1 y $d_3 > 10$, redúzcase: a 0.6 la d_c y el d_t .
E.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m.).	5	donde: d_c = Resistencia Compresiva. d_t = Esfuerzo a la tracción
F.- Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación mayor de 50 m.).	2.5	d_1 = Esfuerzo Principal Mayor. d_3 = Esfuerzo Principal Menor.
G.- Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5	

Factor de Reducción de esfuerzos	dc / d1	dt / d1	SRF	Observaciones
Roca Competente, problemas de esfuerzos.				
H.- Esfuerzo bajo, cerca de la superficie.	> 200	> 13	2.5	
I.- Esfuerzo medio.	200-10	13-0.66	1.0	
J.- Esfuerzo grande, estructura muy cerrada (generalmente favorable para la estabilidad). Puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10.5	0.66- 0.33	0.5-2	
K.- Desprendimiento moderado de la roca masiva.	5-2.5	0.33- 0.16	05-10	3.- Hay pocos casos reportados donde el techo debajo de la superficie sea menor que el ancho del claro. Se sugiere Que el SRF sea aumentado de 2.5 a 5 para estos casos, ver H
L.- Desprendimiento intenso de la roca masiva.	< 2.5	< 0.16	10-20	
Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostaticas.				
M.- Presión de flujo moderado.			5-10	
N.- Presión de Flujo Intenso.			10-20	
Roca expansiva, actividad actividad química expansiva dependiendo de la presencia de agua.				
O.- Presión de expansión Moderado.			5-10	
P.- Presión de expansión Intensa.			10-15	

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 82), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Tabla 22. Relación de soporte de excavación de acuerdo al tipo de excavación

Tipo de excavación	ESR
A.- Excavaciones mineras provisionales.	3 - 5
B.- Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles pilotos (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
C. - Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.3
D.- Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E.-Estaciones nucleoelectricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.8

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 84), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

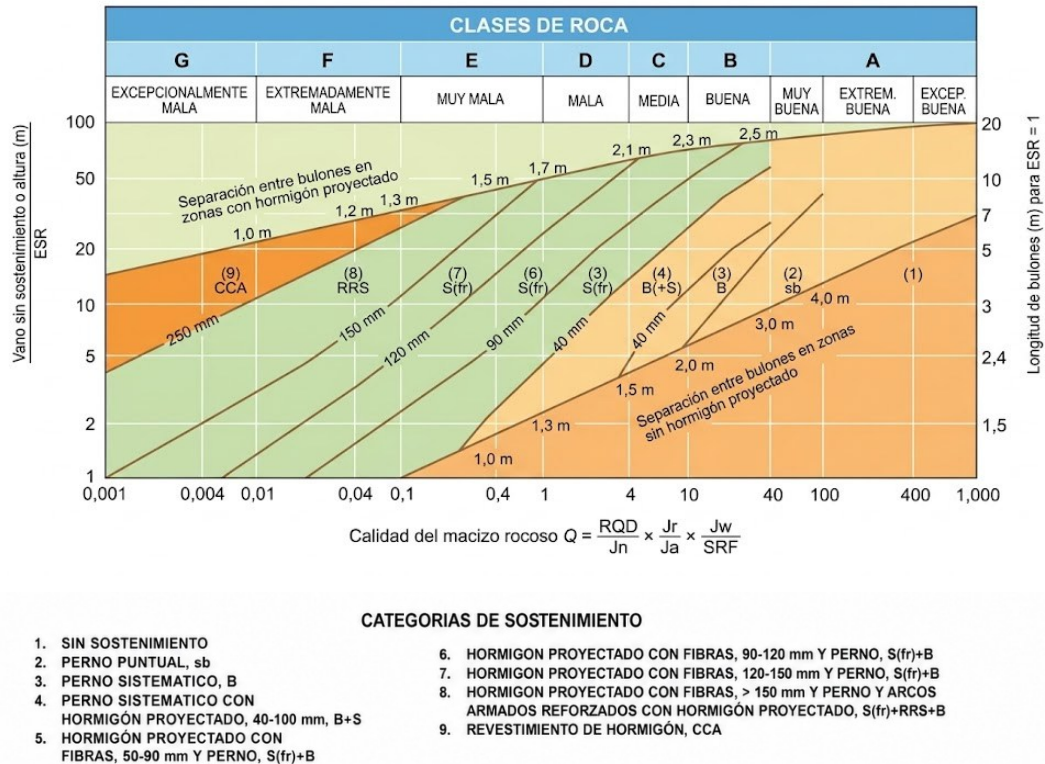
A partir de la correlación empírica entre el Índice de Calidad Tunelera (Q) y la Dimensión Equivalente (De) de una excavación, Barton, Lien y Lunde desarrollaron una tabla de diseño que permite diagnosticar y determinar los requerimientos técnicos de sostenimiento para el macizo rocoso.

Tabla 23. Calidades Según el sistema Q

Tabla de Clasificación Final	(Q)
Excepcionalmente malo	< 0,01
Extremadamente malo	0,01 - 0,1
Muy malo	0,1 - 1
Malo	1 - 4
Medio	4 - 10
Bueno	10 - 40
Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	> 400

Nota. Adaptado de *Mecánica de Rocas* (p. 86), por E. J. Huaytalla Bautista, s.f., Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Figura 12. Estimación de soporte según índice Q



Nota. Tomado de *Manual de túneles y obras subterráneas* (p. 432), por C. López Jimeno, 1997, Entorno Gráfico. Copyright 1997 por los autores.

2.3.7.4. Clasificación de Hoek y Brown (GSI)

Este método empírico define la calidad del macizo mediante la evaluación conjunta de dos factores críticos: el nivel de trabazón de la estructura geológica y las condiciones físicas de las superficies de discontinuidad.

Su estimación se realiza in situ, contrastando visualmente las características del terreno con ábacos estandarizados. El resultado es un valor numérico que va de 0 a 100 y categoriza la roca en cinco niveles de competencia (cuya matriz de interacción y selección se ilustra en la Figura 13):

* *Clase V* (Calidad muy mala): $0 \leq GSI \leq 20$

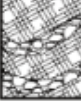
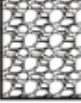
* *Clase IV* (Calidad mala): $20 < GSI \leq 40$

* *Clase III* (Calidad regular): $40 < GSI \leq 60$

* *Clase II* (Calidad buena): $60 < GSI \leq 80$

* *Clase I* (Calidad muy buena): $80 < GSI \leq 100$

Figura 13. Tabla para estimación de GSI

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente debiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducira cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoria regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones humedas. La presión de poros se maneja con un analisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
 Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	DE ROCA ↓ DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS	MUY BUENA Muy rugoso, Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
		90			N/A	N/A
		80				
			70			
			60			
				50		
 Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades				40		
 Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades					30	
 Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad					20	
 Desintegrado: Pobrememente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas						
 Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciado o esquistocidad débil o planos de corte		N/A	N/A			10

Nota. Tomado de *Detalles de sostenimiento de labor minera*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Geomecánica.

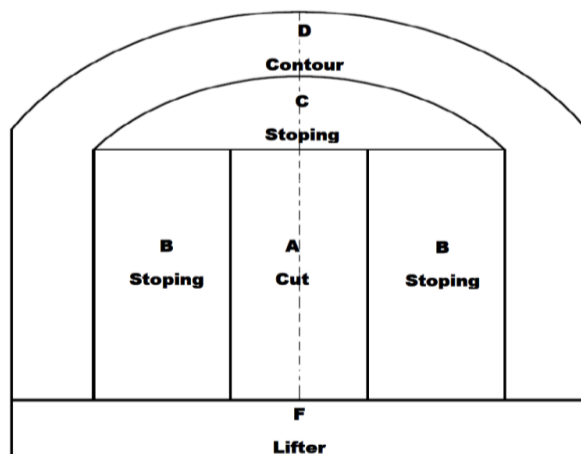
2.3.8. Diseño de perforación y voladura: Modelo de Holmberg y Persson

El enfoque matemático de Holmberg es el estándar más utilizado en la minería subterránea para diseñar mallas de voladura. Este método calcula la distribución óptima de la carga explosiva integrando los parámetros operativos y las condiciones geomecánicas de la labor. Su aplicación permite definir y ajustar variables críticas como el *burden*, el espaciamiento y la concentración de energía en cada sector del frente, además de calibrar los taladros de alivio. Esto garantiza un máximo aprovechamiento de la energía del explosivo y una fragmentación eficiente.

Para sistematizar el cálculo, Holmberg (1993) subdivide el frente de la excavación en cinco zonas operativas, cada una con un diseño de carga específico:

- **Sección A:** Arranque o corte (*Cut*).
- **Sección B:** Tajeo o destroza (*Stoping Section*).
- **Sección C:** Alzas (*Stoping*).
- **Sección D:** Contorno o hastiales (*Contour*).
- **Sección E:** Arrastre (*Lifters*).

Figura 14. Partes del túnel y sus secciones de voladura establecidas por Roger Holmberg.



Nota. Adaptado de "Charge Calculations for Tunneling", por R. Holmberg, en W. A. Hustrulid (Ed.), *Underground Mining Methods Handbook* (p. 1582), 1982, Society of Mining Engineers. Copyright 1982 por Society of Mining Engineers.

- **Sistema de avance**

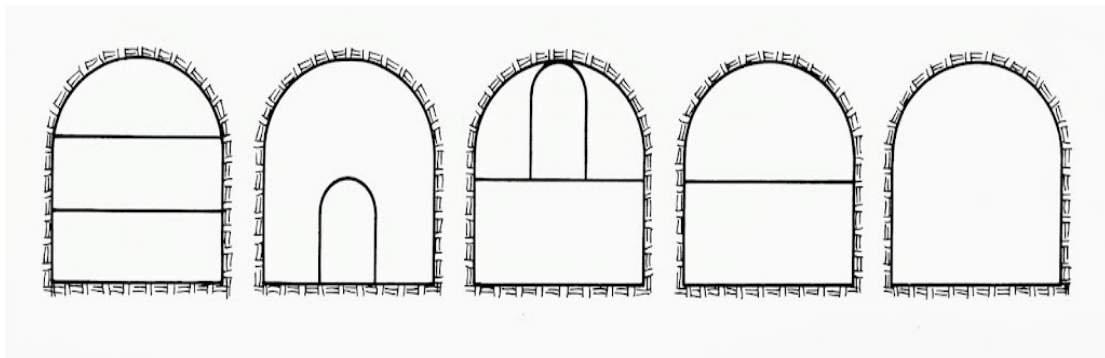
La configuración de la malla de perforación y la estrategia de excavación están subordinadas a una serie de factores técnicos y operativos fundamentales:

- Condiciones geomecánicas del macizo rocoso.
- Tipo de sostenimiento requerido.
- Características y alcance operativo de los equipos de perforación.
- Disponibilidad mecánica de la flota.
- Capacidad del sistema de ventilación.

De acuerdo con López Jimeno (2003), la elección del método de avance está directamente relacionada con las dimensiones de la labor y la competencia del terreno. En macizos rocosos de buena calidad y con áreas transversales menores a 100 m², es técnica y operativamente factible realizar la excavación a sección completa en un solo disparo.

En contraste, el avance por fases o etapas se justifica en dos escenarios principales: cuando la magnitud de la sección supera la cobertura geométrica de los equipos de perforación, o cuando las deficiencias geomecánicas del macizo impiden garantizar la estabilidad al excavar a plena sección (ver figura correspondiente).

Figura 15. Sistemas de avance en la excavación de túneles y galerías



Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 308), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, **s.f.**, Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

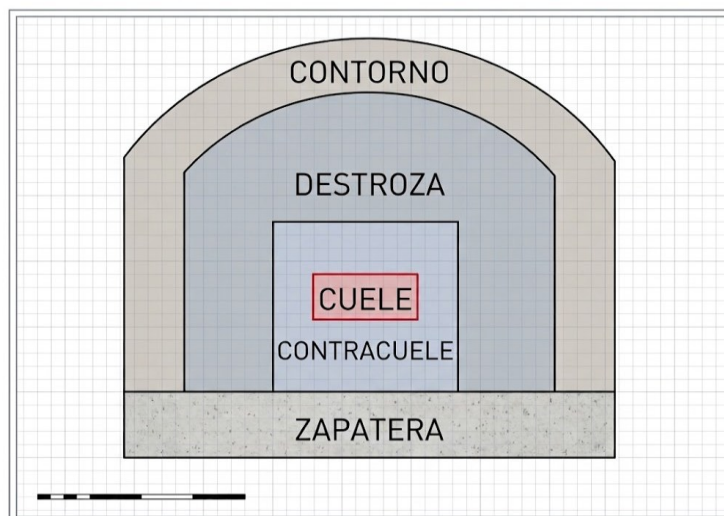
- **Esquemas de voladura**

De acuerdo con López Jimeno y López Jimeno (2003), la voladura en frentes subterráneos se distingue por la ausencia de superficies libres, excepto por el propio frente de ataque. La mecánica de la voladura se fundamenta en la creación de uno o varios taladros de alivio mediante el arranque, hacia los cuales se proyecta el material desplazado por las cargas adyacentes.

La implementación técnica considera los siguientes criterios:

- El área de alivio estándar varía típicamente entre 1 y 2 m², pudiendo extenderse hasta 4m² cuando se emplean taladros de gran diámetro.
- Los taladros de arranque son fundamentales, ya que abarcan la mayor proporción del área de la sección del frente.
- A diferencia de las voladuras en banco, los taladros del núcleo requieren una concentración de carga explosiva entre 4 y 10 veces superior.
- Este incremento en la energía explosiva responde a limitaciones operativas como posibles desviaciones en la perforación, un espacio de expansión (*esponjamiento*) restringido y una menor interacción efectiva entre cargas contiguas.
- El diseño debe considerar factores adversos adicionales, como la inclinación respecto al eje de avance y el efecto gravitacional negativo, particularmente crítico en los taladros de arrastre (*lifters*).

Figura 16. Zonas de una voladura en túnel



Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 309), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, **s.f.**, Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

Los taladros de contorno definen la geometría final de la labor, requiriendo un espaciado reducido y una ligera desviación angular hacia el macizo para permitir el espacio operativo de emboquille de las perforadoras (López Jimeno, 2003). Por su parte, la ubicación del arranque es un factor determinante que condiciona la cantidad total de perforaciones, la proyección espacial de los escombros y la granulometría

resultante. Aunque puede situarse en distintas zonas del frente, normalmente se prioriza la posición central superior; según Piñas (2007), esta configuración evita la caída libre de la roca, lo que genera una pila de material volado más tendida, menos compacta y mejor fragmentada, optimizando así el ciclo de carguío.

- **Cálculo del área de la sección del túnel**

El paso inicial en el diseño de la malla de perforación y voladura consiste en definir la geometría de la sección y el área de excavación de la labor. Estos parámetros primarios, fundamentales para el desarrollo de los cálculos operativos posteriores, se determinan mediante la siguiente ecuación:

$$Area(S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + \left(r * (A - (2 * r)) \right) + (A * (H - r))$$

Variables de la ecuación:

S: Área de la sección transversal del túnel.

A: Ancho de la excavación.

H: Altura total de la labor.

r: Radio del arco de la bóveda.

pi: Constante matemática.

El empleo de esta formulación se justifica debido a que la morfología de la excavación corresponde a una sección tipo baúl (arco de medio punto).

- **Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel**

La estimación del perímetro de la sección excavada representa un parámetro geométrico indispensable para el desarrollo de los diseños y cálculos subsiguientes. Su valor se obtiene a partir de una fórmula matemática adaptada específicamente a la configuración geométrica en baúl que presentan los frentes de avance:

$$P_{\text{Perimetro}} = (\pi * r) + 2(H_{\text{Túnel}} - r) + 2(A_{\text{Túnel}} - r)$$

Variables de la ecuación:

P: Perímetro de la sección transversal del túnel.

A: Ancho de la excavación.

H: Altura total de la labor.

r: Radio del arco de la bóveda.

pi: Constante matemática.

- **Cálculo de N° de taladros**

Tabla 24. Relación de la dureza de la roca con la distancia

Distancia entre taladros			
Roca dura	0.5	0.55	0.53
Roca intermedia	0.6	0.65	0.63
Roca suave	0.7	0.75	0.73

Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 234), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

La Tabla 25 detalla los valores del coeficiente de roca (c) en función de las características litológicas del frente de avance. Para el presente diseño, se considera un macizo rocoso de calidad intermedia, cuyo factor asociado se emplea posteriormente en el cálculo de la cantidad total de perforaciones requeridas.

Tabla 25. relación de la dureza de la roca con el coeficiente

Coeficiente o factor de roca c	
Roca dura	2
Roca intermedia	1.5
Roca suave	1

Nota. Adaptado de *Manual de Perforación y Voladura de Rocas* (p. 245), por EXSA, s.f.

Calculamos con la siguiente ecuación:

$$N_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C * S)$$

Donde:

Donde:

N_t : Número total de taladros

P: Perímetro de la sección del túnel

dt : Distancia entre taladros

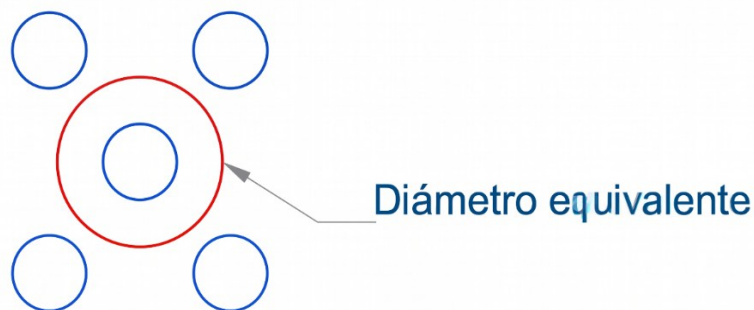
C: Coeficiente o factor de roca

S: Área de la sección del túnel

- **Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio**

El diámetro equivalente se define como la sección teórica resultante de consolidar la suma de todos los taladros de alivio. Para fines de cálculo, este parámetro asume matemáticamente que las distintas perforaciones vacías se agrupan conformando una única cavidad central de mayor dimensión.

Figura 17. Diámetro equivalente



Calculamos con la siguiente ecuación:

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N}$$

Donde:

ϕ_2 : Diámetro equivalente

ϕ_1 : Diámetro de los taladros de alivio

N : Número de taladros de alivio en arranque

- **Cálculo de la longitud de taladro según diámetro equivalente**

La longitud de perforación (L) está directamente condicionada por la capacidad de expansión del material hacia la cavidad central, la cual está definida por el diámetro equivalente (D_{eq}) de los taladros de alivio. De acuerdo con el criterio de Roger Holmberg, el valor teórico calculado para esta longitud debe ser ajustado mediante un factor de eficiencia del 95% ($\eta = 0.95$), asegurando así la viabilidad del avance proyectado en el frente.

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4(\phi_2)^2$$

Donde:

L: Longitud de taladro

$\emptyset_2$: Diámetro equivalente

- **Cálculo de la longitud de avance requerido por disparo**

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}}$$

Donde:

L : Longitud de taladro

H : Longitud de barrenos efectivo

- **Cálculo de error de perforación**

Los errores de perforación impactan directamente en el diseño de la malla, alterando el burden y el espaciamiento real. Estas desviaciones repercuten negativamente en la fragmentación del material, el avance lineal y la eficiencia global de la voladura. Existe una relación inversamente proporcional entre el grado de desviación de los taladros y el rendimiento operativo, determinado mediante la siguiente expresión:

$$\psi = (\alpha * L) - e$$

Donde:

Ψ : Error de perforación

L : Longitud del taladro

α : Desviación angular

e : Error de empuje

- **Cálculo de error de perforación por otra fórmula**

$$\psi = 0.0013 L^2 + 0.078 L + 0.0014$$

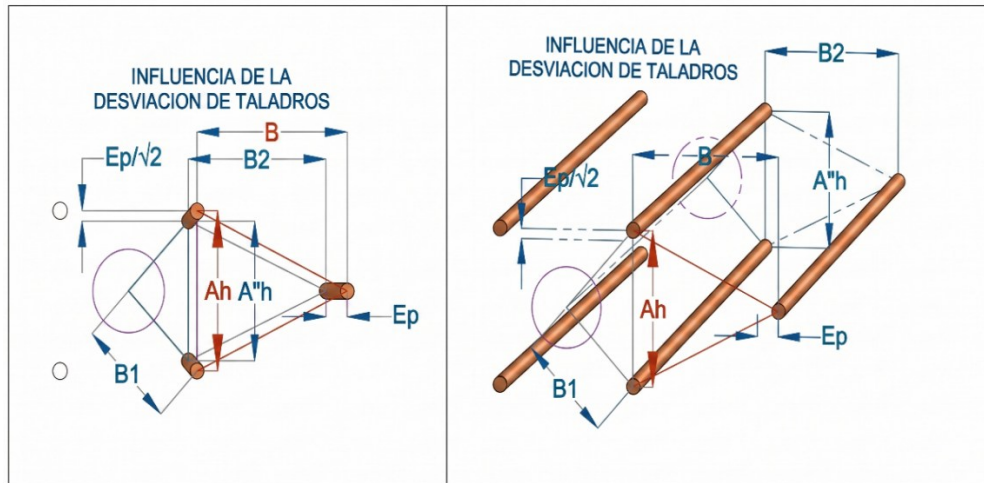
Donde:

Ψ : Error de perforación

L : Longitud de perforación

- **Influencia de la desviación en la perforación de taladros**

Figura 18. Influencia de la desviación de taladros

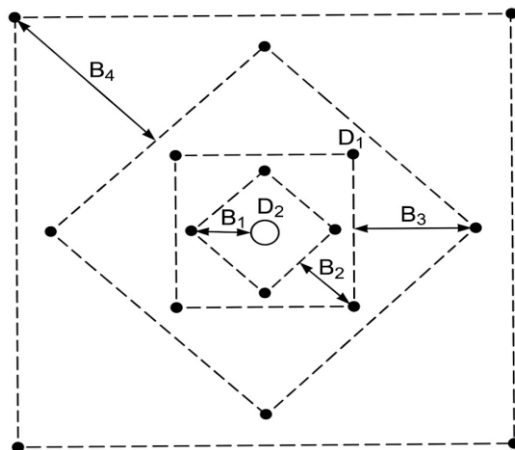


Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 311), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, s.f., Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

a) Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones

López Jimeno (2001) establece el esquema geométrico para el arranque de cuatro secciones con taladros en paralelo, permitiendo la distribución eficiente de la energía y el control de la sobre-excavación en el frente de voladura.

Figura 19. Arranque de cuatro secciones



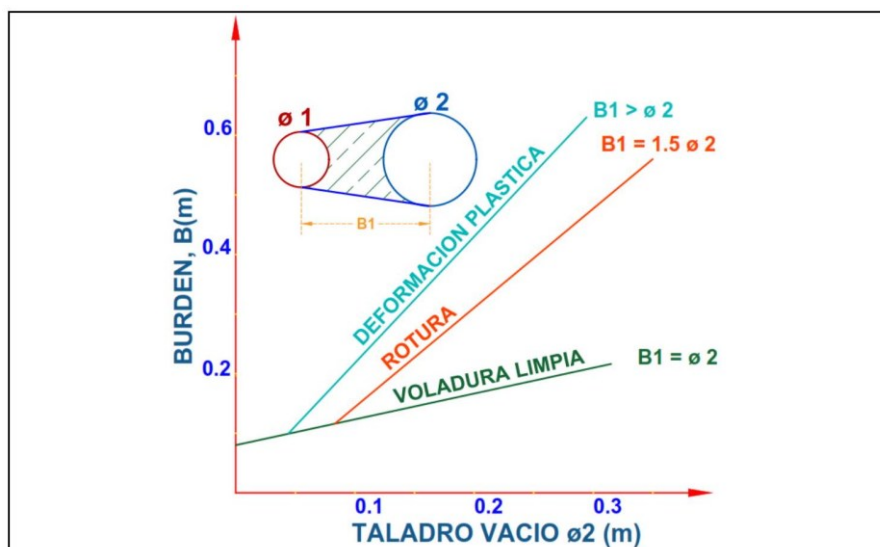
Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 310), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, s.f., Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

Respecto al diseño del arranque en minería subterránea, López Jimeno (2001) establece que la distancia entre el taladro de alivio central y los taladros de la primera

sección no debe superar $1,7 \varnothing_2$ (diámetro equivalente) para garantizar una fragmentación y un desalojo del material adecuados. El rendimiento del disparo está sujeto a variaciones significativas según la naturaleza de la roca, las propiedades del explosivo y la separación entre los taladros cargados y los vacíos. En cuanto a las consideraciones geométricas para evitar fallas en el cuele, se han definido los siguientes criterios:

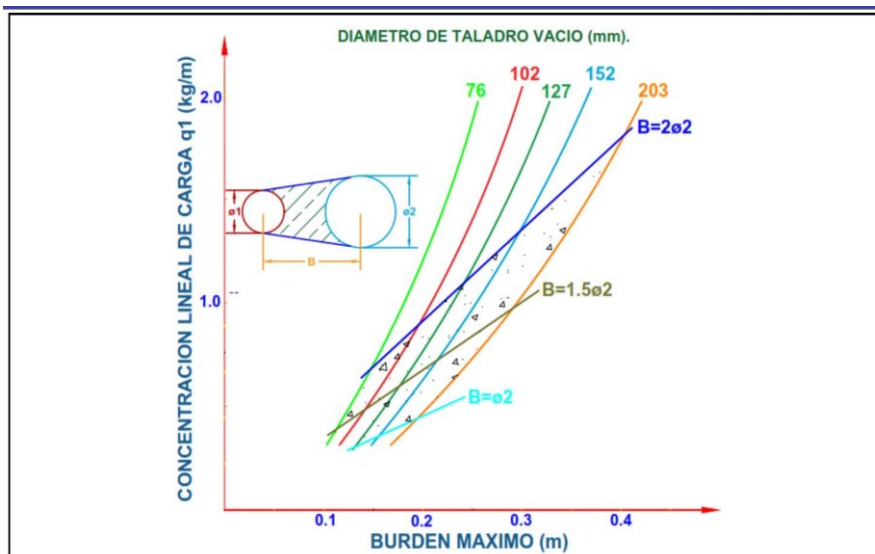
- Exceso de burden: Si la distancia entre taladros (o burden) supera $2\varnothing_2$, el ángulo de salida es insuficiente, lo que provoca deformación plástica en la roca intermedia en lugar de fracturamiento.
- Defecto de burden o carga excesiva: Si la distancia es menor a $\varnothing_2$ junto con una concentración de energía muy alta, se puede generar el fenómeno de sinterización de la roca fragmentada, lo que impediría el funcionamiento correcto del arranque.
- Recomendación de diseño: Se sugiere calcular la distancia de salida utilizando la relación $B_1 = 1.5 * \varnothing_2$. Como se observa en los resultados empíricos reflejados en la Figura 20, la relación entre el burden y el diámetro equivalente es crucial. Cuando el burden se ajusta igual al diámetro equivalente, las pruebas demuestran la obtención de una voladura limpia y eficiente, minimizando las irregularidades en el frente de excavación.

Figura 20. Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos



Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 310), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, s.f., Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

Figura 21. Concentración lineal de carga en función al burden máximo

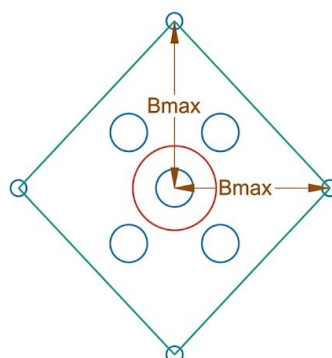


Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 311), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, s.f., Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

- **Determinación del burden máximo en el arranque (Principio de longitud de arco de arco)**

En el contexto del cálculo del burden máximo mediante el principio de longitud de arco para el diseño del arranque, este parámetro se define como la separación espacial existente entre los ejes centrales del diámetro equivalente (formado por los taladros de alivio) y el taladro cargado con explosivo.

Figura 22. Burden máximo



Calculamos con la siguiente ecuación:

$$B_{\max.} = \frac{\pi * \phi_2}{2}; \Rightarrow B_e = 1.5 * \phi_2$$

Donde:

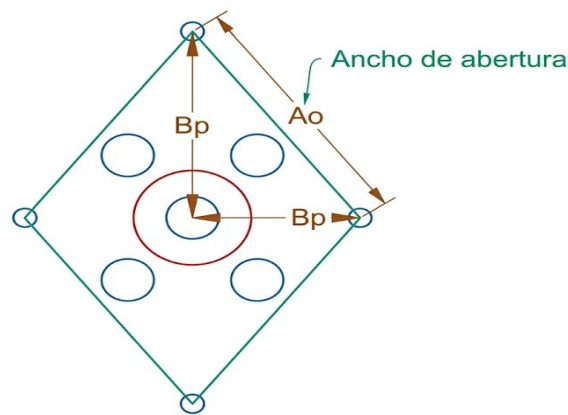
$B_{\max.}$: Burden máximo

π : Valor constante

ϕ_2 : Diámetro equivalente

- **Cálculo de burden práctico de arranque**

Figura 23. Burden práctico



Calculamos con la siguiente ecuación:

$$B_p = B_{\max.} - \psi$$

Donde:

$B_{\text{práctico.}}$: Burden práctico

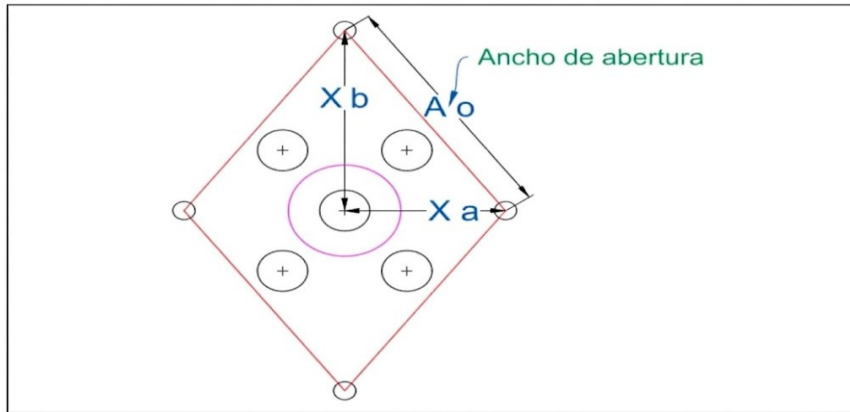
$B_{\max}$: Burden máximo

Ψ : Error de perforación

- **Cálculo del ancho de abertura de arranque**

El "ancho de abertura" se define como la cavidad resultante tras la detonación de los taladros de arranque, la cual permanece libre de material una vez finalizado el ciclo de disparo. La metodología para el cálculo detallado de esta dimensión, así como la determinación de la longitud efectiva de la abertura obtenida, se encuentran especificados en la Figura 24.

Figura 24. Ancho de abertura



Ecuación para el cálculo de ancho de abertura:

$$A_{h(0)} = (B_{max} - \psi) * \sqrt{2}$$

Para esto $X_a = X_b = B_{max} - \psi$

Donde:

$A_{h(0)}$: Ancho de abertura

B_{max} : Burden máximo

Ψ : Error de perforación

- **Cálculo de consumo específico de explosivos por Ashby**

$$C.E. = \frac{0.56 * \rho_r * \text{TAN}\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

C.E. : Consumo específico de explosivos

ρ_r : Densidad de roca

GSI : Según tablas Marsa

RQD : Según tablas Marsa

- **Cálculo de la constante de roca "C" sueca**

Ecuación para el cálculo de la constante de roca:

$$C = 0.8784(C.E.) + 0.052$$

Donde:

C : Factor de roca

C.E. : Consumo específico de explosivos

- **Cálculo de factor de roca para predecir el grado de fragmentación**

Ecuación para el cálculo de factor de roca:

$$A_{FROC} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * C.E. - 4.41$$

Donde:

A_{FROC} : Factor de roca

C. E. : Consumo específico de explosivos

- **Cálculo de índice de volabilidad de Lilly**

Ecuación para el cálculo de factor de roca

$$B.I. = \frac{C.E.}{0.004}$$

Donde:

B.I. : Índice de volabilidad

C. E. : Consumo específico de explosivos

0.004 : Constante

- **Cálculo de factor de energía**

Ecuación para el cálculo de factor de energía:

$$F.E. = 30 * (C.E.)$$

Donde:

F. E. : Factor de energía

C. E. : Consumo específico de explosivos

- **Determinación de la densidad de carga en el arranque**

La densidad de carga es el parámetro que cuantifica el grado de llenado de un taladro dentro de un cuadrante determinado. Este factor se puede analizar desde dos perspectivas operativas:

- Condición ideal: Se establece un valor de densidad de 1.0 cuando el taladro es llenado completamente por el explosivo, sin dejar espacios vacíos en su interior.
- Condición operativa: En términos generales, cuando el taladro es llenado solo hasta un porcentaje de su capacidad total, se considera un factor de densidad

de carguío de 0.92.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_0 = \frac{55 * \phi_0 * \left[\frac{B_e}{\phi_2} \right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right]}{RWS_{ANFO}}$$

o por esta otra ecuación:

$$q_0 = 55 * \phi_0 * \left[\frac{B_e}{\phi_2} \right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \left[\frac{1}{RWS_{Anfo}} \right]$$

Donde:

q_0 : Densidad de carga inicial

ϕ_0 : Diámetro de taladro de producción

ϕ_2 : Diámetro equivalente

B_e : Burden equivalente

C : Constante de roca suecia

PRP : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

- **Cálculo de la longitud de taco para los taladros**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{Taco} = (10 * \phi_p)$$

Donde:

L_{Taco} : Longitud de la columna inerte destinada al confinamiento (taco).

ϕ_p : Diámetro del taladro de producción

- **Cálculo de longitud de carga en el arranque**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{Carga} = L - L_{Taco}$$

Donde:

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

L : Longitud del taladro

L_{Taco} : Longitud de la columna inerte destinada al confinamiento (taco).

- **Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos} = \frac{q_0 * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de 1 cartucho a emplear}}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ De cartuchos}$: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

q_0 : Densidad de carga inicial

P_{Cartucho} : Peso de 01 cartucho a emplear

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el arranque**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e = q_0 * L_{\text{Carga}}$$

Donde:

Q_e : Masa total de explosivo utilizado por taladro en el arranque.

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

q_0 : Densidad de carga inicial

- **Predicción de fragmentación por el modelo Kuz Ram**

La aplicación del modelo Kuz-Ram permite realizar una estimación precisa del grado de fragmentación de la roca tras la detonación. A través de esta técnica, es posible predecir la distribución granulométrica de los fragmentos, lo cual constituye una medida preventiva fundamental para mitigar la presencia de bloques sobredimensionados (boloneo) y optimizar el ciclo de extracción. Este análisis es crítico para la continuidad operativa, ya que garantiza que el material fragmentado cumpla con la granulometría adecuada para ingresar sin obstrucciones a las tolvas, las cuales cuentan con un sistema de parrillas de 20 cm.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$X = A_{F_{\text{roc.}}} * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{\text{Anfo}}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

X : Tamaño promedio de los fragmentos

$A_{F_{\text{roc.}}}$: Factor de roca

Q_e : Masa de explosivo por taladro

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

$K = C.E.$: Factor triturante

b) Cálculos para el 1° cuadrante

- Cálculo de burden máximo en el 1° cuadrante**

Para el diseño de las secciones de voladura subsiguientes al arranque, es imperativo considerar las condiciones geométricas y energéticas preexistentes. En este procedimiento, se integra como dato de entrada el ancho de la abertura inicial resultante de la voladura del arranque (A_{h0}), así como la concentración lineal de carga explosiva aplicada en dicha fase (q_0). Con base en estos parámetros, se establece el burden máximo correspondiente al primer cuadrante mediante la siguiente relación matemática.:

$$B_{Max1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right]$$

Donde:

B_{Max1} : Burden máximo calculado para el cuadrante N°1.

A_{h0} : Ancho de abertura en la sección de arranque.

q_0 : Densidad de carga explosiva de arranque.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

ϕ_0 : Diámetro de perforación del taladro de producción.

C : Constante de roca

- Cálculo del burden practico del 1° cuadrante**

El burden práctico del primer cuadrante representa la longitud de diseño proyectada a partir de la abertura A_{h0} , la cual se determina mediante la siguiente ecuación.

$$B_{p1} = (B_{max1} - \psi)$$

Donde:

B_{p1} : Burden práctico

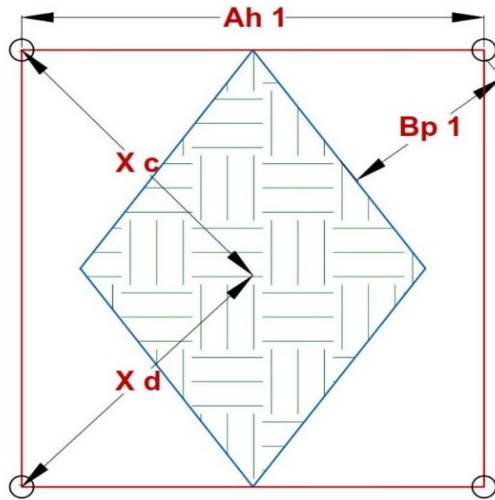
B_{p1} : Burden máximo

Ψ : Error de perforación

- **Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante**

El ancho de abertura (A_{h1}) representa la dimensión lateral de la sección resultante tras la voladura en el arranque y sus respectivos cuadrantes sucesivos. Para determinar esta longitud, se aplica el teorema de Pitágoras, basándose en una configuración geométrica de triángulo recto.

Figura 25. Burden práctico y ancho de abertura del 1 cuadrante



Calculamos con la siguiente ecuación:

$$A_{h1} = \sqrt{2} * \left(B_{p1} + \frac{A_{h0}}{2} \right)$$

Para esto $X_c = X_d = B_{p1} + \frac{A_{h0}}{2}$

Donde:

A_{h1} : Ancho de abertura

B_{p1} : Burden práctico

A_{h0} : Ancho de abertura de arranque

- **Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante**

La densidad de carga lineal taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\max 1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{Anfo} * \text{seno} \left(\arctang \cdot \left(\frac{A_{h0}}{2 * B_{\max 1^\circ \text{ cuad.}}} \right)^{1.5} \right)}$$

Donde:

q_1 : Densidad de carga lineal calculada para el primer cuadrante

$\emptyset_0$: Diámetro de perforación del taladro de producción.

$B_{\text{Max. 1 cuadrante}}$: Burden máximo calculado para el primer cuadrante.

C : Factor de roca

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

A_{h0} : Ancho de abertura en la sección de arranque.

- **Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante**

Para determinar la cantidad física de unidades (cartuchos) de explosivo requeridas para conformar la columna de carga por cada taladro en el primer cuadrante, se emplea la siguiente ecuación:

$$\text{N° De cartuchos} = \frac{q_1 * L_{\text{carga}}}{Kg_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

N° de cartuchos: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

q_1 : Densidad de carga lineal calculada para el primer cuadrante

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante**

Esta métrica representa la cantidad total de explosivo (expresada en kilogramos) que será empleada para la voladura individual de un taladro ubicado en el primer cuadrante. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e1} = q_1 * L_{\text{Carga}}$$

Donde:

Q_{e1} : Masa total de explosivo utilizado por taladro en el primer cuadrante.

q_1 : Densidad de carga lineal calculada para el primer cuadrante

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

c) Cálculos para el 2° cuadrante

- **Cálculo de burden máximo en el 2° cuadrante**

Para determinar los parámetros geométricos de las secciones subsiguientes, es necesario considerar la abertura previamente lograda (A_{h1}) y la carga lineal utilizada durante la fase de arranque (q_0). Con base en estas condiciones preexistentes, el

burden máximo correspondiente al segundo cuadrante se calcula mediante la siguiente relación matemática.

$$B_{Max2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO.}}{\phi_0 * C}} \right]$$

Donde:

B_{Max2} : Burden máximo calculado para el segundo cuadrante.

A_{h1} : Ancho de abertura en el 1° cuadrante

q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque

$RWS_{ANFO.}$: Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

ϕ_0 : Diámetro de perforación del taladro de producción.

C : Constante de roca

- **Cálculo de burden practico en el 2° cuadrante**

El burden práctico del segundo cuadrante constituye la longitud de diseño para esta sección, la cual se cuantifica a partir de la abertura A_{h1} generada en el paso anterior. Este valor se determina mediante la aplicación de la ecuación técnica correspondiente.

$$B_{p2} = (B_{Max2} - \psi)$$

Donde:

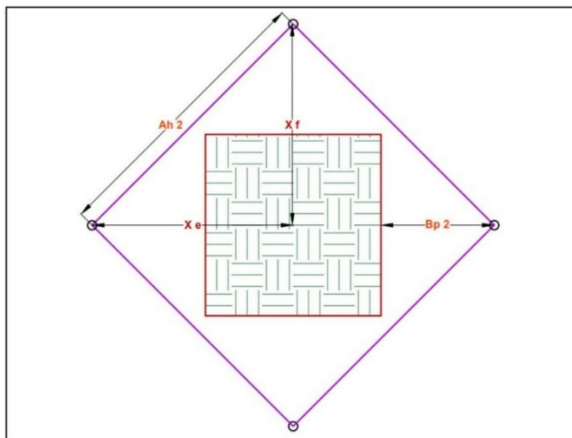
B_{p2} : Burden práctico

B_{Max2} : Burden máximo

Ψ : Error de perforación

- **Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante**

Figura 26. Burden práctico y ancho de abertura en el 2 cuadrante



Se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h2} = \sqrt{2} * \left(B_{p2} + \frac{Ah1}{2} \right)$$

Para esto $X_e = X_f = B_{p2} + \frac{Ah1}{2}$

Donde:

A_{h2} : Ancho de abertura

B_{p2} : Burden práctico

A_{h1} : Ancho de abertura de primer cuadrante

- **Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante**

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{seno} \left(\text{arcotang} \cdot \left(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuad.}}} \right)^{1.5} \right)}$$

Donde:

q_2 : Densidad de carga lineal calculada para segundo cuadrante

ϕ_0 : Diámetro de perforación del taladro de producción.

$B_{\text{Max. } 2^\circ \text{ cuad.}}$: Burden máximo calculado para el segundo cuadrante.

C : Factor de roca suecia

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

A_{h1} : Ancho de abertura en el 1° cuadrante

- **Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{q_2 * L_{\text{carga}}}{Kg_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

N° de cartuchos: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

q_2 : Densidad de carga lineal calculada para segundo cuadrante

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e2} = q_2 * L_{carga}$$

Donde:

Q_{e2} : Masa total de explosivo utilizado por taladro en el segundo cuadrante.

Q_2 : Densidad de carga lineal calculada para segundo cuadrante

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

d) Cálculos para el 3° cuadrante

- **Cálculo de burden máximo en el 3° cuadrante**

Para determinar los parámetros de diseño en esta sección, es necesario considerar la abertura previamente establecida con un ancho de A_{h2} . Asimismo, dado que se conoce la concentración lineal de explosivos empleada en el arranque (q_0), el burden correspondiente al tercer cuadrante se calcula mediante la siguiente expresión matemática.

$$B_{Max3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_0 * C}} \right]$$

Donde:

B_{Max3} : Burden máximo calculado para el tercer cuadrante.

A_{h2} : Ancho de abertura en el 2° cuadrante

q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

ϕ_0 : Diámetro de perforación del taladro de producción.

C : Constante de roca

- **Cálculo de burden practico en el 3° cuadrante**

El burden práctico del tercer cuadrante constituye la longitud de diseño establecida para esta sección, la cual se cuantifica a partir de la abertura A_{h2} . Este parámetro se determina mediante la aplicación de la ecuación técnica correspondiente.

$$B_{p3} = (B_{max3} - \psi) - 0.02$$

Donde:

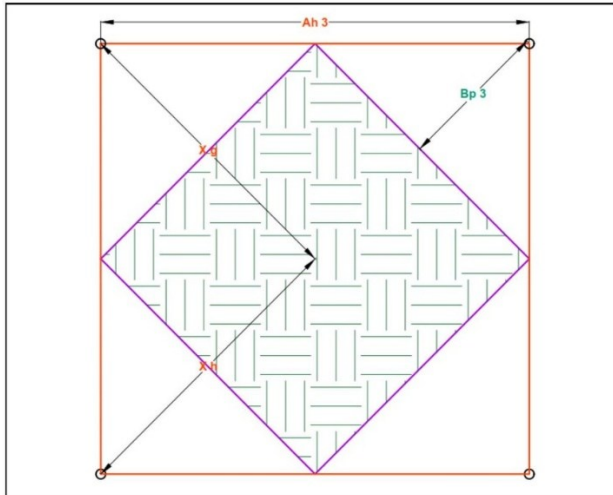
B_{p3} : Burden práctico

$B_{\max 3}$: Burden máximo en el 3° cuadrante

Ψ : Error de perforación

- **Cálculo de ancho de abertura en el 3° cuadrante**

Figura 27. Burden práctico y ancho de abertura en el 3 cuadrante



Se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h3} = \sqrt{2} * \left(B_{p3} + \frac{A_{h2}}{2} \right)$$

Para esto $X_g = X_h = B_{p3} + \frac{A_{h2}}{2}$

Donde:

A_{h3} : Ancho de abertura 3° cuadrante

B_{p3} : Burden práctico 3° cuadrante

A_{h2} : Ancho de abertura de segundo cuadrante

- **Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\max.3^\circ \text{cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \text{seno} \left(\text{arcotang.} \left(\frac{A_{h2}}{2 * B_{\max 3^\circ \text{cuad.}}} \right)^{1.5} \right)}$$

Donde:

q_3 : Densidad de carga lineal calculada para tercer cuadrante.

ϕ_0 : Diametro del taladro de producción

$B_{Max. 3^\circ \text{cuad.}}$: Burden máximo calculado para el tercer cuadrante.

C : Factor de roca Suecia

$RWS_{ANFO.}$: Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

A_{h2} : Ancho de abertura en el 2° cuadrante

- **Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{q_3 * L_{carga}}{Kg_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

N° de cartuchos : Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

q_3 : Densidad de carga lineal calculada para tercer cuadrante.

L_{carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 3° cuadrante**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e3} = q_3 * L_{carga}$$

Donde:

Q_{e3} : Masa total de explosivo utilizado por taladro en el tercer cuadrante.

q_3 : Densidad de carga lineal calculada para tercer cuadrante.

L_{carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

- **Comprobación para el diseño de cuadrantes adicionales**

Esta evaluación técnica se determina mediante la siguiente relación matemática:

$$A_{h3} \leq \sqrt{L}$$

Donde:

A_{h3} : Ancho de la abertura correspondiente al tercer cuadrante (último cuadrante de

arranque).

L: Longitud de perforación o profundidad de avance del taladro.

El criterio de diseño establece que la longitud lateral del último cuadrante, es decir, el ancho de abertura A_{h3} no debe exceder la raíz cuadrada de la profundidad del taladro. Si el cálculo demuestra lo contrario —que el ancho de abertura ya ha superado este límite—, se concluye operativamente que existe suficiente cara libre generada, por lo que se descarta la necesidad de proyectar cuadrantes adicionales en el frente de voladura.

e) Cálculos para taladros ayuda de hastiales o paredes

Para la determinación técnica de los parámetros de diseño en el tajeo —ya sea en dirección vertical (ascendente o descendente) u horizontal—, es necesario realizar un ajuste en la constante o factor de roca (C). Con este propósito, se procede al cálculo del burden máximo mediante la siguiente expresión.

$$B \leq 0.6 * L$$

Donde:

L : Profundidad del taladro

Con el resultado de B se realiza en ajuste de factor de roca "C".

Para:

$$B \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.05$$

Caso contrario si:

$$B < 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + \frac{0.07}{b}$$

Para el diseño de los taladros de tajeo, se parte del supuesto de que existe una abertura previamente conformada, la cual ha sido generada desde la secuencia de arranque hasta el último cuadrante. En este sentido, los parámetros detallados en la tabla 26 facilitan la simplificación de los cálculos, permitiendo obtener resultados precisos y aplicables al diseño de las operaciones de perforación y voladura.

Tabla 26. Constantes y valores de fijación

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de los taladros	Fact. de fijación	Relación. (S/B)
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para taladros de corona	0.80	
Para taladros de piso	1.0	

Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 278), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

- **Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de hastiales**

$$B_{\max} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{Anfo}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

$B_{\text{Max hast.}}$: Burden máximo calculado para hastiales.

q_0 : Densidad de carga inicial

$RWS_{\text{ANFO.}}$: Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

f : Factor de fijación (tajeo en horizontal)

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

C' Corregido : Factor de roca corregido, aplicable al diseño de taladros de tajeo.

- **Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de hastiales**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{Práct. ay.hast.}} = \frac{A_{\text{túnel}} - A_{h3^\circ \text{ cuad.}}}{4}$$

Donde:

$B_{\text{Práct. ay.hast.}}$: Burden práctico

$A_{\text{Túnel}}$: Ancho del túnel

$A_{h3^\circ \text{ Cuadrante}}$: Ancho de abertura del 3° cuadrante

- **Cálculo de N° de taladros para ayuda de hastiales**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ Tal. ay.hast.} = \left(\frac{A_{\text{Túnel}} - A_{h3^{\circ} \text{ cuad.}}}{S/B} \right) + 2$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Tal. ay. hast.}$: Número de taladros para ayuda hastiales

$A_{\text{Túnel.}}$: Ancho del túnel

$A_{h3^{\circ} \text{ cuad.}}$: Ancho de abertura del 3° cuadrante

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo en horizontal

- **Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales**

$$S_{\text{Ay.hast.}} = \frac{A_{h3^{\circ} \text{ cuad.}}}{N^{\circ} \text{ Tal. Ay.hast.} - 2}$$

Donde:

$S_{\text{Ay.Hast.}}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de hastiales

$A_{h3^{\circ} \text{ cuad.}}$: Ancho de abertura 3° cuadrante

$N^{\circ} \text{ Tal ay.Hast.}$: Número de taladros de ayuda de hastiales

- **Cálculo de ancho de abertura de ayuda de hastiales**

El ancho de abertura que generara los taladros de ayuda de hastiales se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación :

$$A_{h \text{ Ay. hast.}} = A_{h3^{\circ} \text{ cuad.}} + (2 B_{\text{Ay.hast.}} * S_{\text{Ay.hast.}})$$

Donde:

$A_{h \text{ Ay.hast.}}$: Ancho de abertura de ayuda de hastiales

$A_{h3^{\circ} \text{ cuad.}}$: Ancho de abertura 3° cuadrante

$B_{\text{Práct. ay.hast.}}$: Burden práctico de ayuda de hastiales

$S_{\text{Ay. hast.}}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de hastiales

- **Cálculo de la densidad de carga en los taladros de ayuda de hastiales**

$$q_{4 \text{ Ay.hast}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max. ay. hast.}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{seno} \left(\text{arctang.} \left(\frac{A_{h \text{ Ay. hast.}}}{2 * B_{\text{Max. ay. hast.}}} \right)^{1.5} \right)}$$

Donde:

$q_{4 \text{ Ay.hast.}}$: Densidad de carga lineal calculada para ayuda de hastiales.

ϕ_0 : Diametro del taladro de producción

C' : Factor de roca corregida para tajeo horizontal

$B_{\text{Max. ay. hast.}}$: Burden máximo calculado para ayuda de hastial.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

$A_{\text{h Ay. Hast.}}$: Ancho de abertura en ayuda de hastiales

- **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de hastiales**

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_4 \text{ Ay. hast.} * L_{\text{Carga}}}{Kg_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

N° Cartuchos : Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$q_4 \text{ Ay. hast.}$: Densidad de carga lineal calculada para ayuda de hastiales.

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de hastiales**

Se calcula con la siguiente ecuación :

$$Q_{\text{e Ay. hast.}} = q_4 \text{ Ay. hast.} * L_{\text{Carga}}$$

Donde:

$Q_{\text{e Ay. hast.}}$: Masa total de explosivo utilizado por taladro en ayuda de hastial.

$q_4 \text{ Ay. hast.}$: Densidad de carga lineal calculada para ayuda de hastiales.

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

f) Cálculos de taladros en ayuda de corona

Como paso preliminar, es necesario definir las áreas de excavación proyectadas en sentido descendente. El dimensionamiento de este sector dependerá geométricamente del ancho de la abertura generada por el último cuadrante y de la altura útil remanente tras la detonación del mismo. Estos parámetros espaciales se determinan de acuerdo con la siguiente ecuación matemática:

$$H_{\text{Disp Tj} (\downarrow)} = 0.64 * (H_{\text{Túnel}} - A_{\text{h Último cuad.}})$$

Donde:

$H_{\text{Disp.tj} (\downarrow)}$: Alto disponible para tajeo hacia abajo zona " C "

$H_{\text{Alto del túnel}}$: Alto del túnel

$A_{\text{Abertura último cuad.}}$: Ancho de abertura último cuadrante

- **Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de corona.**

$$B_{\text{Max}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

$B_{\text{Max ay. corona}}$: Burden máximo calculado para corona.

q_0 : Densidad de carga inicial

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

f : Factor de fijación (tajeo hacia abajo)

S/B : Relación geométrica entre espaciamiento y burden de diseño para el tajeo hacia arriba.

C' Corregido : Factor de roca corregido, aplicable al diseño de taladros de tajeo.

- **Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de corona**

La sección "C y D" es la altura que queda después de la voladura del último cuadrante para tajeo hacia abajo. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{pract(ay_corona)}} = 0.51 * H_{\text{Disp_tj}} (\downarrow)$$

Donde:

$B_{\text{pract(ay_corona)}}$: Valor del burden práctico aplicable a las perforaciones de ayuda de corona.

$H_{\text{Disp_tj}} (\downarrow)$: Dimensión vertical o altura libre disponible para el avance del tajeo descendente.

- **Cálculo del ancho de abertura para taladros de ayuda de corona**

La extensión transversal de la abertura para esta sección no abarca la totalidad del frente, sino que se restringe por diseño al 65.33% de la envergadura de la labor. Sobre este segmento efectivo se proyectará la distribución espacial de la malla, en función de los parámetros de separación previamente definidos. El modelo de cálculo es el siguiente:

$$L_{\text{Segm. ay. corona}} = 0.6533 * A_{\text{Túnel}}$$

Donde:

$L_{\text{Segm. ay. corona}}$: Extensión lineal efectiva del segmento destinado a los taladros de ayuda de corona.

$A_{\text{Túnel}}$: Longitud o ancho del túnel

- **Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de corona**

$$S_{\text{Ay. corona.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. corona}}$$

Donde:

$S_{\text{Ay. corona.}}$: espaciamiento de diseño de taladros de ayuda de corona.

$L_{\text{Segm. ay. corona.}}$: Extensión lineal del segmento calculado para la ayuda de corona.

- **Cálculo de N° de taladros para ayuda de corona**

El número de taladros para ayuda de corona se calcula con la siguiente ecuación:

$$N_{\text{tal(ay_corona)}}^{\circ} = \left(\frac{L_{\text{segm(ay_corona)}}}{S/B} \right) + 2$$

Donde:

$N_{\text{tal(ay_corona)}}^{\circ}$: Cantidad total de perforaciones requeridas en la zona de ayuda de corona.

$L_{\text{segm(ay_corona)}}$: Extensión lineal del segmento de diseño para esta zona.

S/B : Factor de relación geométrica entre el espaciamiento y el burden, específico para labores de tajeo hacia abajo.

- **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de corona**

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \left[\frac{L_{\text{taladro.}} - L_{\text{taco}}}{L_{\text{cartucho a emplear}}} \right]$$

Donde:

$N_{\text{cartuchos/taladro}}^{\circ}$: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$L_{\text{taladro.}}$: Profundidad total perforada del taladro.

$L_{\text{taco.}}$: Longitud de la columna inerte destinada al confinamiento (taco).

$L_{\text{cartucho a emplear.}}$: Dimensión longitudinal unitaria del explosivo seleccionado.

- **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona**

$$Q_{e(ay_corona)} = (N^{\circ}_{\text{cartuchos/taladro}} * Kg_{\text{cartucho}})$$

Donde:

$Q_{e(ay_corona)}$: Masa total de explosivo utilizado por taladro en corona.

N° De cartuchos/taladro : Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de la densidad de carga para taladro de ayuda de corona**

$$q_{ay_corona} = \frac{Q_{e(ay_corona)}}{L_{carga}}$$

donde:

q_{ay_corona} : Concentración o densidad lineal de la carga explosiva en la sección.

$Q_{e(ay_corona)}$: Masa total de explosivo utilizado por taladro en ayuda de corona.

L_{carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

g) Cálculos para taladros de ayuda de arrastre

La dimensión del área de tajeo con proyección hacia arriba (identificada metodológicamente como zona "e") está condicionada por el ancho de abertura efectivo del último cuadrante y la altura remanente tras su respectiva detonación. Esta altura disponible se cuantifica mediante la siguiente ecuación:

$$H_{\text{Disp.tj (1)}} = 0.36 * (H_{\text{Túnel}} - A_{h \text{ Último cuad.}})$$

Donde:

$H_{\text{Disp.tj (1)}}$: Altura disponible para la secuencia de tajeo hacia arriba (zona "e").

$H_{\text{Alto del túnel.}}$: Altura total de la labor o sección del túnel.

$A_{h \text{ Abertura último cuad.}}$: Ancho de abertura proyectada y generada por el último cuadrante.

- **Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de arrastre.**

$$B_{\text{Max.ay. arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

$B_{\text{max.ay.arrastre}}$: Burden máximo calculado para los taladros de ayuda de arrastre.

q_0 : Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

f : Factor de fijación correspondiente a la condición de tajeo hacia arriba.

S/B : Relación geométrica entre espaciamiento y burden de diseño para el tajeo hacia arriba.

C' Corregido : Factor de roca corregido, aplicado específicamente para el diseño de taladros de tajeo.

- **Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de arrastre**

La sección metodológicamente definida como zona "e" representa la altura operativa disponible que queda remanente tras la voladura del último cuadrante. Para la secuencia de tajeo hacia arriba, el burden práctico se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{Práct. ay. arrastre}} = \frac{H_{\text{Disp. tj. (t)}}}{2}$$

Donde:

$B_{\text{Práct. ay. arrastre}}$: Burden práctico de taladros para ayuda de arrastre

$H_{\text{Disp.t. (t)}}$: Altura para tajeo hacia arriba

- **Cálculo de la longitud del segmento de los taladros de ayuda de arrastre**

Para determinar la longitud del segmento geométrico donde se dispondrá la fila de taladros de ayuda de arrastre (o piso), se emplea la siguiente ecuación. Este dimensionamiento se fundamenta en el espaciamiento y la cantidad de taladros previamente calculados, estando directamente correlacionado con la amplitud transversal de la labor:

$$L_{\text{Segm. ay. arrastre}} = 0.72 * A_{\text{Túnel}}$$

Donde:

$L_{\text{Segm. ay. arrastre}}$: Longitud del segmento destinado a la fila de taladros de ayuda de arrastre.

$A_{\text{Túnel}}$: Ancho de la labor o sección del túnel.

Para la representación gráfica y el trazo de la malla de perforación, el punto medio de este segmento calculado debe coincidir con precisión sobre el eje vertical de simetría

del túnel. Asimismo, el posicionamiento espacial de la fila se define proyectando el burden (burden práctico de ayuda de arrastre) medido de forma ortogonal desde la línea base que delimita el ancho de abertura del último cuadrante.

- **Cálculo de espaciamiento para taladros de ayuda de arrastre**

El espaciamiento lineal entre los taladros correspondientes a la sección de ayuda de arrastre se determina de acuerdo con la siguiente ecuación, estando en función directa de la longitud del segmento calculado previamente:

$$S_{Ay. \text{ arrastre.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. arrastre}}$$

Donde:

$S_{Ay. \text{ arrastre.}}$: Espaciamiento entre los taladros de ayuda de arrastre.

$L_{\text{Segm. ay. arrastre.}}$: Longitud del segmento destinado a la fila de taladros de ayuda de arrastre.

- **Cálculo del número de taladros para ayuda de arrastre**

Para cuantificar la cantidad total de taladros requeridos en la fila de ayuda de arrastre, se emplea la siguiente ecuación geométrica. Este cálculo vincula la longitud total del segmento con la relación de diseño empírica establecida para esta zona:

$$N_{tal(ay_{arrastre})} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay. arrastre}}}{S/B} \right) + 2$$

Donde:

$N_{tal(ay_{arrastre})}$: Número total de taladros calculados para la sección de ayuda de arrastre.

$L_{\text{Segm. ay. arrastre.}}$: Longitud del segmento destinado a la fila de taladros de ayuda de arrastre.

S/B : Relación geométrica entre espaciamiento y burden para el diseño de tajeo hacia arriba.

- **Cálculo del ancho de abertura de ayuda de arrastre**

El ancho de la abertura generada por la acción de los taladros de ayuda de arrastre será geoméricamente equivalente a la longitud del segmento de diseño de esta misma sección, determinándose mediante la siguiente ecuación:

$$A_{h(ay_{arrastre})} = L_{\text{Segm}(ay_{arrastre})}$$

Donde:

$A_{h(ay_arrastre)}$: Ancho de abertura efectivo en la sección de ayuda de arrastre.

$L_{segm(ay_arrastre)}$: Longitud del segmento calculado para la ayuda de arrastre.

- **Cálculo de densidad de carga (q_6) en los taladros de ayuda de arrastre**

$$q_6(ay_arrastre) = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{Max.(ay_arrastre)}}{RWS_{ANFO} * \text{seno} \left(\text{arcotang.} \left(\frac{A_{h(ay_arrastre)}}{2 * B_{Max(ay_arrastre)}} \right)^{1.5} \right)}$$

Donde:

$q_6(ay_arrastre)$: Densidad de carga lineal calculada para ayuda de arrastre.

ϕ_0 : : Diámetro de perforación del taladro de producción.

C' : Factor de roca corregido para el diseño de tajeo.

$B_{Max.(ay_arrastre)}$: Burden máximo calculado para la ayuda de arrastre.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

$A_{h(ay_arrastre)}$: Ancho de abertura en la sección de ayuda de arrastre.

- **Cálculo del número de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de arrastre**

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{q_6(ay_arrastre) * L_{\text{Carga}}}{Kg_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{cartuchos}}$: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$q_6(ay_arrastre)$: Densidad de carga lineal calculada para ayuda de arrastre.

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de la masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de arrastre**

Esta métrica define la cantidad total de masa explosiva (en unidades de peso) empleada para la voladura individual de los taladros ubicados en la sección de ayuda de arrastre, calculándose mediante la siguiente ecuación:

$$Q_e(ay_arrastre) = q_6(ay_arrastre) * L_{\text{Carga}}$$

Donde:

$Q_{e(ay_arrastre)}$: Masa total de explosivo utilizado por taladro en ayuda de arrastre.

$q_{6(ay_arrastre)}$: Densidad de carga lineal calculada para ayuda de arrastre.

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

h) Cálculos para taladros de hastiales o paredes

- **Cálculo de presión del taladro con carga acoplada en taladros de hastiales**

$$Pt_{Hastial} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3}}{8}$$

Donde:

$Pt_{Hastial}$: Presión del taladro con carga acoplada en Mpa

δ_e : densidad del explosivo en g/cm³

VOD: velocidad de detonación en m/s

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento en taladros de hastiales**

$$Pt_{Hastial} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left(\frac{D_e}{D_t}\right)^{2.6}}{8}$$

$Pt_{Hastial}$: Presión del taladro con carga desacoplada en Mpa

δ_e : densidad del explosivo en g/cm³

VOD: velocidad de detonación en m/s

D_e : Diámetro del explosivo

D_t : Diámetro del taladro

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento y espaciado en taladros de hastiales**

$$c = \frac{N_{cartuchos} * L_{cartucho}}{L_{taladro}}$$

$$Pt_{Hastial} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left[\left(\frac{D_e}{D_t}\right) * \sqrt{c}\right]^{2.6}}{8}$$

$P_{t_{Hastial}}$: Presión del taladro con carga desacoplada y espaciada en Mpa

δ_e : densidad del explosivo en g/cm³

VOD: velocidad de detonación en m/s

D_e : Diámetro del explosivo

D_t : Diámetro del taladro

c : proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro

$N_{cartuchos}$: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$L_{cartucho}$: longitud de cartucho a emplear

$L_{taladro}$: longitud de taladro

- **Cálculo de espaciamiento en taladros de hastial**

$$S_{Hastial} = K * \phi_0$$

$S_{Hastial}$: espaciamiento de los taladros de hastial

K : Constante que toma valores entre {15,16}

ϕ_0 : Diámetro de perforación del taladro de producción.

- **Cálculo de burden máximo en taladros de hastial**

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{(Max.hastial)} = \frac{S}{0.80}$$

- **Cálculo del burden práctico en taladros de hastial**

$$B_{Práct. hastial} = B_{Max. hastial} - Lsen\gamma - \psi$$

$B_{Práct. hastial}$: Burden práctico para tal.hastial

$B_{Max. hastial}$: Burden maximo

L : Profundidad del taladro

γ : Angulo de los taladros de contorno

ψ : Error de perforación

- **Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros de hastiales**

$$H_{Disp. hast.} = H_{Túnel} - r$$

Donde:

$H_{Disp. Hast}$: altura disponible donde se ubicará los taladros

H_{Túnel}: Altura del túnel

r: radio del túnel

- **Cálculo de N° de taladros cargados en taladros de hastiales**

$$N_{\text{Tal. hast.}}^{\circ} = \left(\frac{H_{\text{Disp. hast.}}}{S/B} \right) + 2$$

Donde:

$N_{\text{Tal. hast.}}^{\circ}$: número de taladros de hastial

$H_{\text{Disp. hast.}}$: altura disponible donde se ubicará los taladros

S/B : Relación geométrica entre espaciamiento y burden de diseño para el tajeo horizontal.

- **Cálculo del número de taladros sin cargar en taladros de hastiales**

$$N_{\text{taladros vacíos}} = N_{\text{taladros cargados}} - 2$$

$N_{\text{taladros vacíos}}$: Número de taladros vacíos

$N_{\text{taladros cargados}}$: Número de taladros cargados

- **Cálculo del número total de taladros en taladros de hastiales**

$$N_{\text{total de taladros}} = N_{\text{taladros cargados}} + N_{\text{taladros vacíos}}$$

$N_{\text{total de taladros}}$: número total de taladros

$N_{\text{taladros cargados}}$: numero total de taladros cargados

$N_{\text{taladros vacíos}}$: numero total de taladros vacios

- **Cálculo de ancho de abertura de taladros de hastial**

$$A_{\text{h Hast.}} = H_{\text{Disp. hast.}}$$

Donde:

$A_{\text{h Hast}}$: ancho de abertura de taladros de hastiales

$H_{\text{Disp. h ast}}$: altura dispobible para taladros de hastiales

- **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de hastiales**

$$L_{\text{carga}} = (N \times L_{\text{cartucho}}) + ((N - 1) \times E_{\text{aire}})$$

Donde:

L_{carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

N : Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

L_{cartucho} : longitud de 01 cartucho

E_{aire} : espaciamiento de aire entre cartuchos

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro de hastial**

$$Q_{\text{eHastial}} = (N^{\circ}_{\text{Cartuchos/taladro}} * \text{Peso}_{\text{cartucho Empleado}})$$

Donde:

Q_{eHastial} : Masa total de explosivo utilizado por taladro en hastial.

$N^{\circ}_{\text{Cartuchos/taladro}}$: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$\text{Peso}_{\text{cartucho Empleado}}$: peso de 01 cartucho a emplear

- **Cálculo de densidad de carga en taladros de hastial**

$$q_{\text{Hastial}} = \frac{Q_e}{L_{\text{carga}}}$$

q_{Hastial} : Densidad de carga lineal calculada para hastiales.

Q_{eHastial} : Masa total de explosivo utilizado por taladro en hastial.

L_{carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

i) Cálculos para taladros de corona (techo)

Para la voladura del contorno, específicamente en la corona o techo de la labor, se implementará la técnica de voladura controlada (smooth blasting). La elección de este método se fundamenta en su comprobada eficacia para minimizar el daño inducido y la sobrerotura (overbreak) tanto en la bóveda como en los hastiales (paredes) de la excavación. Bajo este enfoque técnico, el diseño metodológico establece que el espaciamiento entre taladros se determine en función directa al diámetro del taladro de producción.

- **Cálculo de presión del taladro con carga acoplada en taladros de corona**

$$P_{t\text{corona}} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3}}{8}$$

Donde:

Pt_{corona} : Presión del taladro con carga acoplada en Mpa

δ_e : densidad del explosivo en g/cm³

VOD: velocidad de detonación en m/s

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento en taladros de corona**

$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left(\frac{D_e}{D_t}\right)^{2.6}}{8}$$

Pt_{corona} : Presión del taladro con carga desacoplada en Mpa

δ_e : densidad del explosivo en g/cm³

VOD: velocidad de detonación en m/s

D_e : Diámetro del explosivo

D_t : Diámetro del taladro

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento y espaciado en taladros de corona**

$$c = \frac{N_{cartuchos} * L_{cartucho}}{L_{taladro}}$$

$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left[\left(\frac{D_e}{D_t}\right) * \sqrt{c}\right]^{2.6}}{8}$$

Pt_{corona} : Presión del taladro con carga desacoplada y espaciada en Mpa

δ_e : densidad del explosivo en g/cm³

VOD: velocidad de detonación en m/s

D_e : Diámetro del explosivo

D_t : Diámetro del taladro

c : proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro

$N_{cartuchos}$: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$L_{cartucho}$: longitud de cartucho a emplear

$L_{taladro}$: longitud de taladro

- **Cálculo del espaciamiento para taladros de corona**

En la aplicación de voladura controlada, el espaciamiento entre los taladros ubicados en la corona (techo) de la labor se determina mediante la siguiente ecuación empírica:

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_0$$

Donde:

S_{Corona} : Espaciamiento entre taladros de la corona o techo.

K : Constante empírica (adimensional) que adopta valores entre 15 y 16.

ϕ_0 : Diámetro de perforación del taladro de producción.

- **Cálculo del burden máximo para taladros de corona**

Para el diseño de la corona bajo el método de voladura controlada, el burden máximo se deduce a partir de la relación geométrica entre el espaciamiento y el burden (S/B).

Considerando que este factor debe ser menor a la unidad (asumiendo un valor de diseño de S/B = 0.80), la dimensión máxima del burden se calcula mediante la siguiente relación:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{\text{max}(\text{corona})} = \frac{B_{\text{corona}}}{0.80}$$

- **Cálculo de burden práctico para taladros de corona**

Para obtener el burden práctico (y por tanto, el burden estrictamente operativo) de los taladros de corona, es indispensable ajustar el burden máximo deduciendo el impacto de la desviación angular y el error de perforación. Se cuantifica con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{pract}(\text{corona})} = B_{\text{max}(\text{corona})} - L \sin \gamma - \psi$$

Donde:

$B_{\text{pract}(\text{corona})}$: Burden práctico calculado para los taladros de la corona

$B_{\text{max}(\text{corona})}$: Burden máximo admitido para la sección de la corona.

L : Profundidad de perforación del taladro.

γ : Ángulo de desviación o inclinación de los taladros de contorno.

Ψ : Error o desviación de perforación.

- **Cálculo de la longitud de arco del túnel**

$$L_{\text{arco corona}} = \pi * \text{radio del baul del tunel}$$

Donde:

$L_{\text{arco corona}}$: longitud de arco del túnel

- **Cálculo del número de taladros cargados en la corona**

$$N_{\text{taladros cargados}} = \frac{L_{\text{arco}}}{S} + 1$$

Donde:

$N_{\text{taladro cargado}}$: número de taladros cargados en corona

L_{arco} : longitud de arco del túnel

S: espaciamiento de los taladros en corona

- **Cálculo del número de taladros sin cargar en la corona**

$$N_{\text{taladros vacíos}} = N_{\text{taladros cargados}} - 1$$

$N_{\text{taladros vacíos}}$: numero de taladros vacios en corona

$N_{\text{taladros cargados}}$: numero de taladros cargados en corona

- **Cálculo del número total de taladros en la corona**

$$N_{\text{total de taladros}} = N_{\text{taladro cargados}} + N_{\text{taladros vacíos}}$$

$N_{\text{total de taladros}}$: numero total de taladros en corona

$N_{\text{taladro cargados}}$: numero de taladros cargados en corona

$N_{\text{taladros vacíos}}$: numero de taladros vacios en corona

- **Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona**

La densidad de carga lineal al realizar voladura controlada en los contornos se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación :

$$q_{8 \text{ Corona.}} = 90 * \phi_0^2$$

Donde:

$q_{8 \text{ Corona.}}$: Densidad de carga lineal calculada para corona.

ϕ_0 : Diámetro de perforación del taladro de producción.

- **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en la corona**

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos} = \frac{q_{8 \text{ Corona.}} * L_{\text{Carga}}}{Kg_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

N° De cartuchos : Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$q_{8 \text{ Corona.}}$: Densidad de carga lineal calculada para corona.

$L_{\text{Carga.}}$: Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de corona**

Es la cantidad de explosivos empleado para la voladura de los taladros de corona y se calcula con la siguiente ecuación :

$$Q_{e \text{ Corona.}} = q_{8 \text{ Corona.}} * L_{\text{Carga}}$$

Donde:

$Q_{e \text{ Corona.}}$: Masa total de explosivo utilizado por taladro en corona.

$q_{8 \text{ Corona.}}$: Densidad de carga lineal calculada para corona.

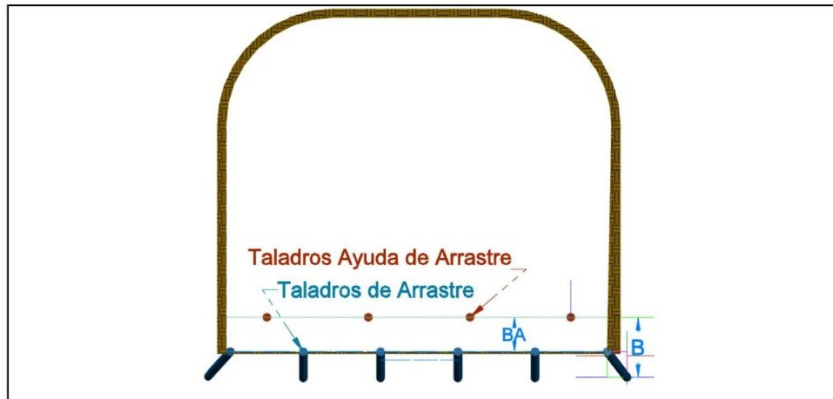
$L_{\text{Carga.}}$: Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

j) Cálculos para taladros de arrastre (piso)

Para la determinación de los parámetros de diseño en los taladros de arrastre, se toman como referencia los valores operacionales indicados en la Tabla N° 26, asumiendo un factor de fijación de 1.45 ($f = 1.45$) y una relación geométrica de espaciamiento-burden unitaria ($S/B = 1$). A partir de estos datos base, se procede con la ejecución analítica de los cálculos correspondientes. El diseño de los taladros de piso presenta una condición geométrica particular respecto al resto de la malla de perforación. En esta zona inferior de la labor, es mandatorio considerar el ángulo de inclinación negativo (dirigido hacia abajo) en relación con el plano horizontal. Esta exigencia cobra mayor relevancia técnica y topográfica durante el desarrollo de rampas negativas; en estos escenarios, la trayectoria de la perforación debe calibrarse sumando la pendiente proyectada de la rampa al ángulo de inclinación de diseño estimado para el taladro.

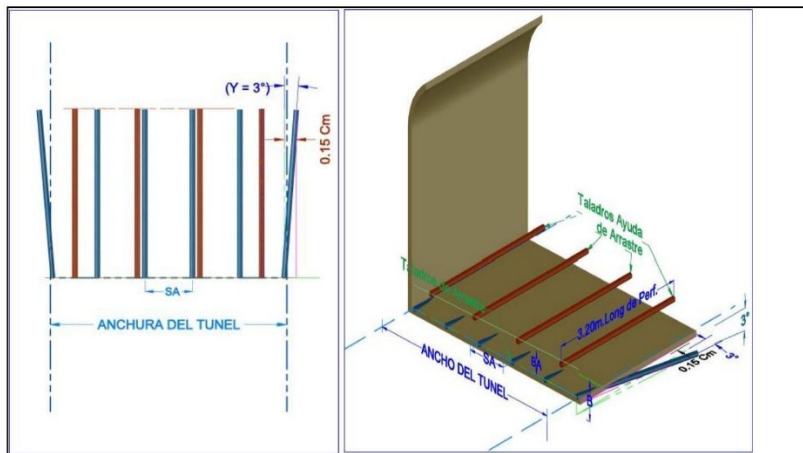
La finalidad principal de este estricto control operativo es asegurar un quiebre de roca que resulte en un piso estructuralmente uniforme y alineado con precisión a la gradiente planificada de la labor (véanse las Figuras 28 y 29).

Figura 28. Diseño de taladros de arrastre



Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 313), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, s.f., Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

Figura 29. Geometría de los taladros de arrastre.



Nota. Adaptado de *Manual de perforación y voladura de rocas* (p. 313), por C. López Jimeno, E. López Jimeno y F. J. Ayala Carcedo, s.f., Instituto Tecnológico Geominero de España. Copyright s.f por los autores.

- **Cálculo del burden máximo para taladros de arrastre**

$$B_{\max(\text{arrastre})} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

$B_{\max(\text{arrastre})}$: Burden máximo admitido para la sección de arrastre.

q_0 : Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

f : Factor de fijación.

S/B : Relación geométrica entre espaciamento y burden.

$\hat{C}$ Corregido : Factor de roca corregido, aplicable al diseño de taladros de tajeo.

- **Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre (piso)**

Para obtener el burden práctico (y por tanto, operativo), es indispensable ajustar el burden máximo deduciendo el impacto de la desviación angular y el error de perforación. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{pract(arrastre)}} = B_{\text{max(arrastre)}} - L \sin(\gamma) - \psi$$

Donde:

$B_{\text{pract(arrastre)}}$: Burden práctico calculado para los taladros de arrastre.

$B_{\text{max(arrastre)}}$: Burden máximo admitido para la sección de arrastre.

L : Profundidad de perforación del taladro.

γ : Ángulo de desviación o inclinación de los taladros de contorno.

Ψ : Error de perforación

- **Cálculo de N° de taladros en arrastre (piso)**

Para determinar la cantidad total de taladros requeridos específicamente en la sección de arrastre, se emplea la siguiente ecuación geométrica:

$$N_{\text{tal(arrastre)}} = \left(\frac{A_{\text{tunel}} + 2 L * \sin(\gamma)}{B_{\text{max(arrastre)}} * S/B} \right) + 2$$

Donde:

$N_{\text{tal(arrastre)}}$: Número total de taladros en la sección de arrastre.

A_{tunel} : Ancho de la labor o sección del túnel.

L : Profundidad de perforación del taladro.

γ : Ángulo de desviación o inclinación de los taladros de contorno.

$B_{\text{max(arrastre)}}$: Burden máximo admitido para la sección de arrastre.

S/B : Relación geométrica entre espaciamento y burden.

- **Cálculo de espaciamento para taladros (centrales)**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$S_{\text{arrastre (central)}} = \frac{A_{\text{túnel}} + 2 * L * \sin(\gamma)}{N_{\text{tal(arrastre)}}}$$

Donde:

$S_{\text{arrastre (central)}}$: Espaciamiento entre taladros centrales de la sección de arrastre.

$A_{\text{túnel}}$: Ancho de la labor o sección del túnel.

L : Profundidad de perforación del taladro.

γ : Ángulo de desviación o inclinación de los taladros de contorno.

$N_{\text{tal(arrastre)}}$: Número total de taladros en la sección de arrastre.

- **Cálculo del espaciado para taladros de arrastre (esquinas)**

El espaciado correspondiente a los taladros ubicados en las esquinas de la sección de arrastre se calcula con la siguiente expresión:

$$S_{\text{arrastre (esquinas)}} = 0.97 - (A_{\text{túnel}} * \sin(\gamma))$$

Donde:

$S_{\text{arrastre (esquinas)}}$: Espaciado para los taladros de arrastre ubicados en las esquinas.

$A_{\text{túnel}}$: Ancho de la labor o sección del túnel.

γ : Ángulo de desviación o inclinación de los taladros de contorno.

- **Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre (piso)**

Esta dimensión geométrica se define mediante la siguiente igualdad directa:

$$A_{\text{h (arrastre)}} = A_{\text{túnel}}$$

Donde:

$A_{\text{h (arrastre)}}$: Ancho de abertura proyectada en la zona de arrastre.

$A_{\text{túnel}}$: Ancho de la labor o sección del túnel.

- **Cálculo de la densidad de carga en taladros de arrastre (piso)**

$$q_{9(\text{arrastre})} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{max(arrastre)}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \sin \left(\arctan \left(\frac{A_{\text{h(arrastre)}}}{2 * B_{\text{max(arrastre)}}} \right)^{1.5} \right)}$$

Donde:

$q_{9(\text{arrastre})}$: Densidad de carga lineal calculada para arrastre.

$\emptyset_0$: Diámetro de perforación del taladro de producción.

C' : Factor de roca corregido, aplicable al diseño de taladros de tajeo.

$B_{\text{max}(\text{arrastre})}$: Burden máximo admitido para la sección de arrastre.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

$A_{h(\text{arrastre})}$: Ancho de abertura proyectada en la zona de arrastre.

- **Cálculo de la cantidad de cartuchos de explosivo por taladro de arrastre (piso)**

$$N^{\circ}_{\text{cartuchos}} = \frac{q_{9(\text{arrastre})} * L_{\text{Carga}}}{Kg_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{cartuchos}}$: Cantidad de unidades de explosivo por taladro.

$q_{9(\text{arrastre})}$: Densidad de carga lineal calculada para arrastre.

L_{Carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

RWS_{ANFO} : Potencia Relativa por Peso (PRP) del explosivo a emplear, tomando como patrón de referencia al ANFO.

Kg_{cartucho} : Peso unitario de un (01) cartucho de explosivo empleado.

- **Cálculo de la masa de explosivo para taladros de arrastre (piso)**

La determinación de la masa de explosivo requerida por cada taladro de arrastre se cuantifica mediante la siguiente expresión matemática:

$$Q_{e(\text{arrastre})} = q_{9(\text{arrastre})} * L_{\text{Carga}}$$

Donde:

$Q_{e(\text{arrastre})}$: Masa total de explosivo utilizado por taladro en arrastre.

$q_{9(\text{arrastre})}$: Densidad de carga lineal específica para los taladros de arrastre.

L_{carga} : Longitud de carga o espacio que ocupa el explosivo en el taladro.

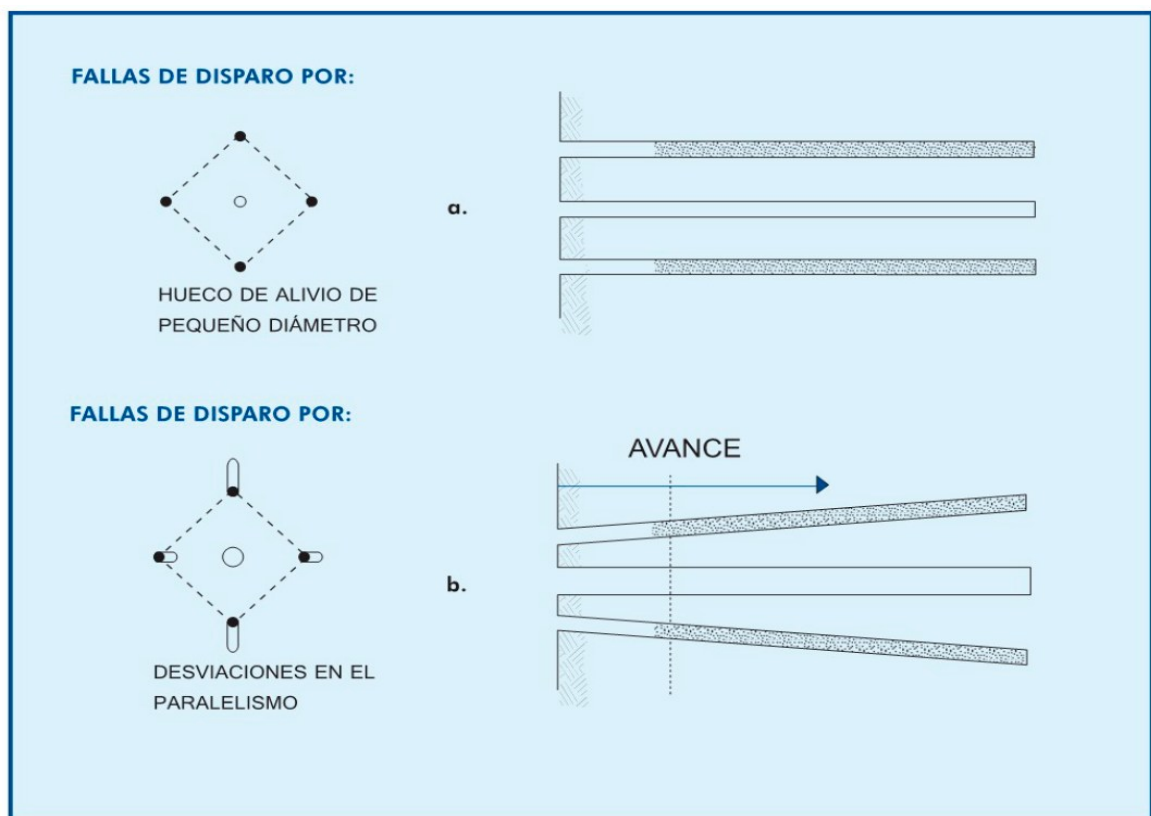
2.3.9. Errores y defectos en la perforación

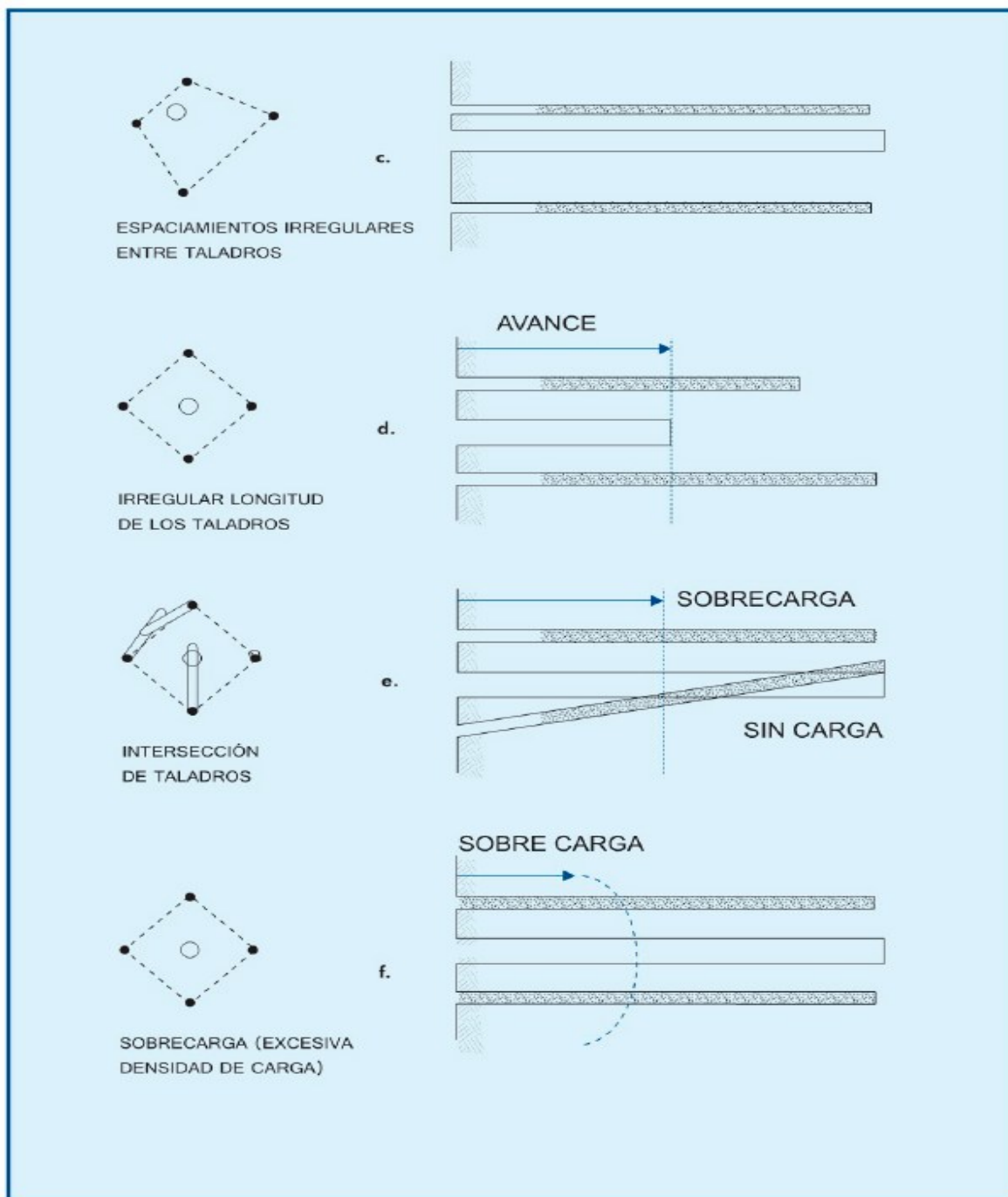
De acuerdo con el manual técnico de EXSA (2004), el proceso de perforación debe ejecutarse con eficiencia operativa, optimizando los tiempos y asegurando acabados de calidad. Esto implica prevenir la pérdida de mineral en las cajas y minimizar la dilución del material.

Para garantizar un desempeño eficiente, se establecen las siguientes directrices operativas y de gestión:

- Eficacia en el avance: La ejecución debe lograr un avance efectivo equivalente, como mínimo, al 95% de la longitud perforada.
- Competencias del personal: El perforista debe poseer polivalencia, adaptabilidad y una actitud proactiva hacia la capacitación, participando activamente en los programas de mejora continua.
- Cumplimiento de procedimientos: Es indispensable el estricto cumplimiento de los Procedimientos Escritos de Trabajo Seguro (PETS) y estándares operativos, así como la correcta elaboración y aplicación de las herramientas de Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos y Controles (IPERC).

Figura 30. Errores de perforación





Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 133), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

2.3.10. Clasificación de Labores Subterráneas y Exigencias Geomecánicas

- **Labores de Desarrollo (Permanentes):** Son aquellas excavaciones, como los cruceros, rampas, piques y galerías principales, orientadas a brindar acceso a las zonas mineralizadas y servir como vías de tránsito de personal, equipos y ventilación durante toda la vida útil de la mina o del nivel. Al ser labores de carácter permanente, la normativa y la geomecánica exigen un Factor de Seguridad alto (generalmente $FS \geq$

1.5). En estas labores, como es el caso del Crucero XC-9980-NW, preservar la resistencia natural e intacta del macizo rocoso es crítico. El daño inducido por una voladura convencional degrada la calidad de la roca (reduciendo la cohesión y fricción), lo que obligaría a instalar un sostenimiento pesado y costoso para recuperar el FS exigido.

- **Labores de Preparación y Explotación (Temporales):** Comprenden los subniveles, galerías sobre veta y tajeos. Su tiempo de vida útil es corto, limitándose al periodo en que se extrae el mineral de esa área específica. Por su naturaleza temporal, el Factor de Seguridad exigido es menor (FS entre 1.2 y 1.3). Aunque el control de la dilución es importante, una ligera sobrerotura puede ser más tolerada operativamente, ya que la labor eventualmente será rellenada o abandonada.

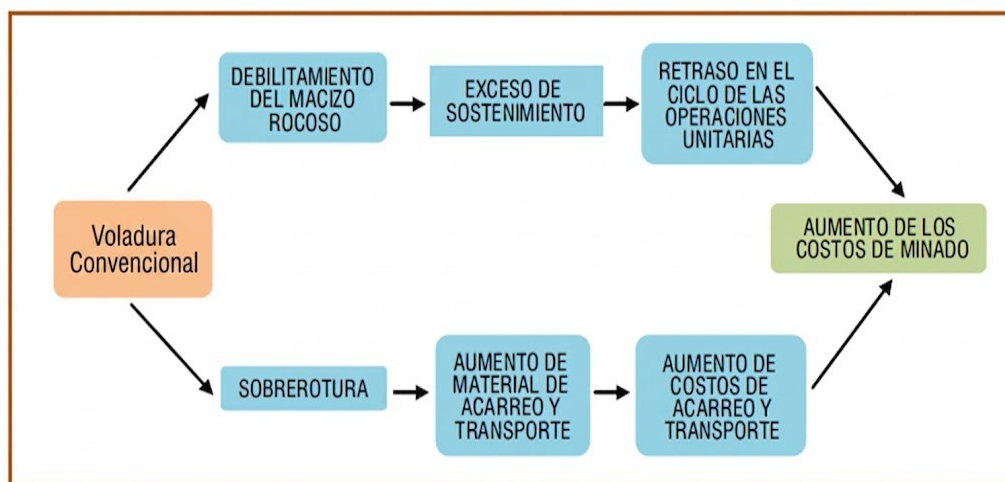
Esta diferenciación sustenta por qué la técnica de voladura controlada (smooth blasting) es estrictamente necesaria en un crucero: no tiene como fin sostener la labor, sino proteger el contorno rocoso para que el sostenimiento estándar diseñado garantice la estabilidad a largo plazo.

2.4. VOLADURA CONVENCIONAL Y VOLADURA CONTROLADA

2.4.1. Voladura convencional

La voladura convencional se caracteriza por el uso de cargas continuas y mallas de perforación estándar, cuyo objetivo principal es lograr fragmentación y avance. Sin embargo, este método transmite altas presiones al contorno, generando fracturas radiales y sobrerotura significativa.

Figura 31. Diagrama de implicancias en el análisis de la voladura convencional



Nota. Adaptado de *Análisis de estabilidad en minería subterránea* (p. 64), por J. Torres, 2019, Universidad Nacional de Ingeniería. Copyright 2019 por J. Torres.

2.4.2. Voladura controlada

La voladura controlada se entiende como un conjunto de técnicas que buscan limitar el daño en el macizo rocoso y mantener la geometría proyectada de la excavación.

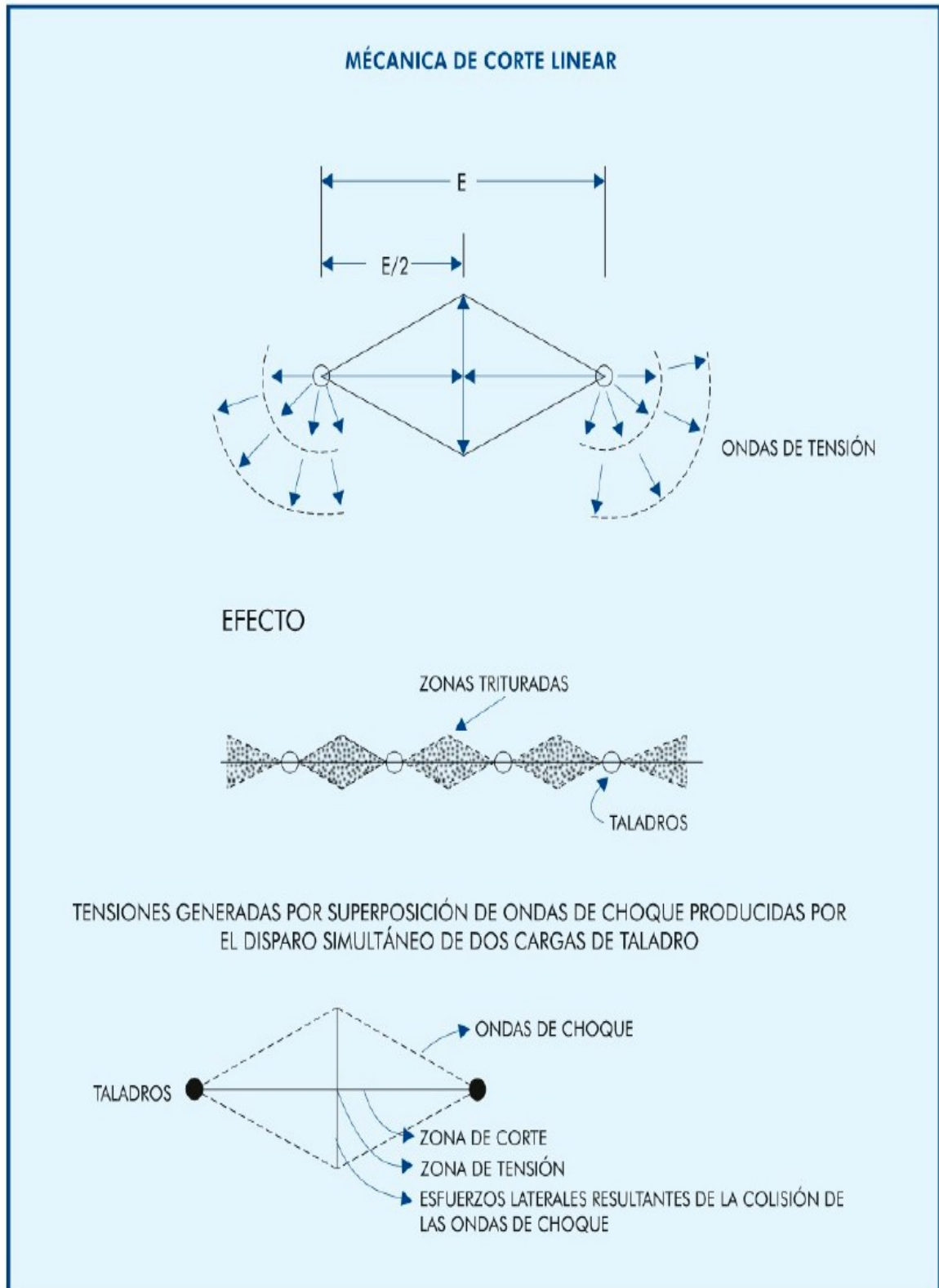
Según Gálvez Mancha (2024), “la voladura controlada es aquella que, mediante la reducción de la energía explosiva en el contorno, permite obtener superficies más estables y con menor sobrerotura” (p. 45).

2.4.2.1. Teoría del método

El fundamento operativo de la voladura controlada se basa en la interacción sinérgica entre la energía liberada por la onda de choque y la presión ejercida por los gases de expansión. Este proceso puede desglosarse en los siguientes mecanismos físicos:

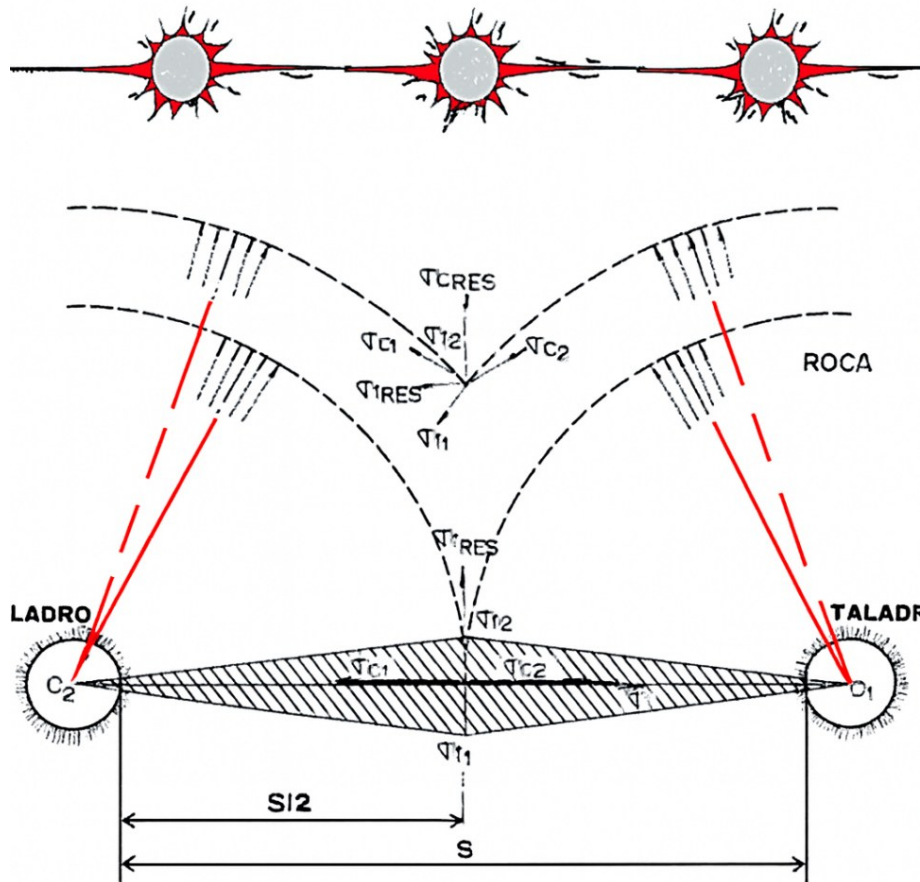
- **Acción de la onda de choque:** Al detonar una carga explosiva acoplada en el interior del taladro, se genera una zona adyacente donde la resistencia dinámica a la compresión de la roca es superada, provocando su trituración y pulverización. En la zona de transición, los esfuerzos de tracción inducidos por la onda de compresión originan un sistema de grietas radiales alrededor del taladro.
- **Interacción entre taladros:** Cuando se realiza la detonación simultánea de cargas en taladros cercanos, la colisión de las ondas de choque en el área intermedia genera esfuerzos de tracción perpendiculares al plano axial. Estos esfuerzos superan la resistencia dinámica a la tracción de la roca, fomentando la propagación de las grietas radiales específicamente en la dirección del plano de corte proyectado.
- **Acción de los gases:** Una vez formadas las fracturas iniciales, los gases de explosión se infiltran en ellas, extendiéndolas mediante un efecto de cuña que define el plano de fractura.
- **Control del retacado:** La presión de los gases es un factor crítico en la voladura controlada. Para asegurar la conexión efectiva de las grietas entre taladros adyacentes, es imperativo ajustar adecuadamente la longitud del retacado (stemming), evitando así la pérdida prematura de presión por el escape de gases hacia la atmósfera.

Figura 32. Mecánica de corte linear



Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 252), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

Figura 33. Efectos de la corta distancia entre los taladros de recorte



Nota. Adaptado de *Análisis de estabilidad en minería subterránea* (p. 64), por J. Torres, 2019, Universidad Nacional de Ingeniería. Copyright 2019 por J. Torres.

Figura 34. Principio del fisuramiento lineal en la roca



Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 252), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

2.4.2.2. Importancia de la voladura controlada

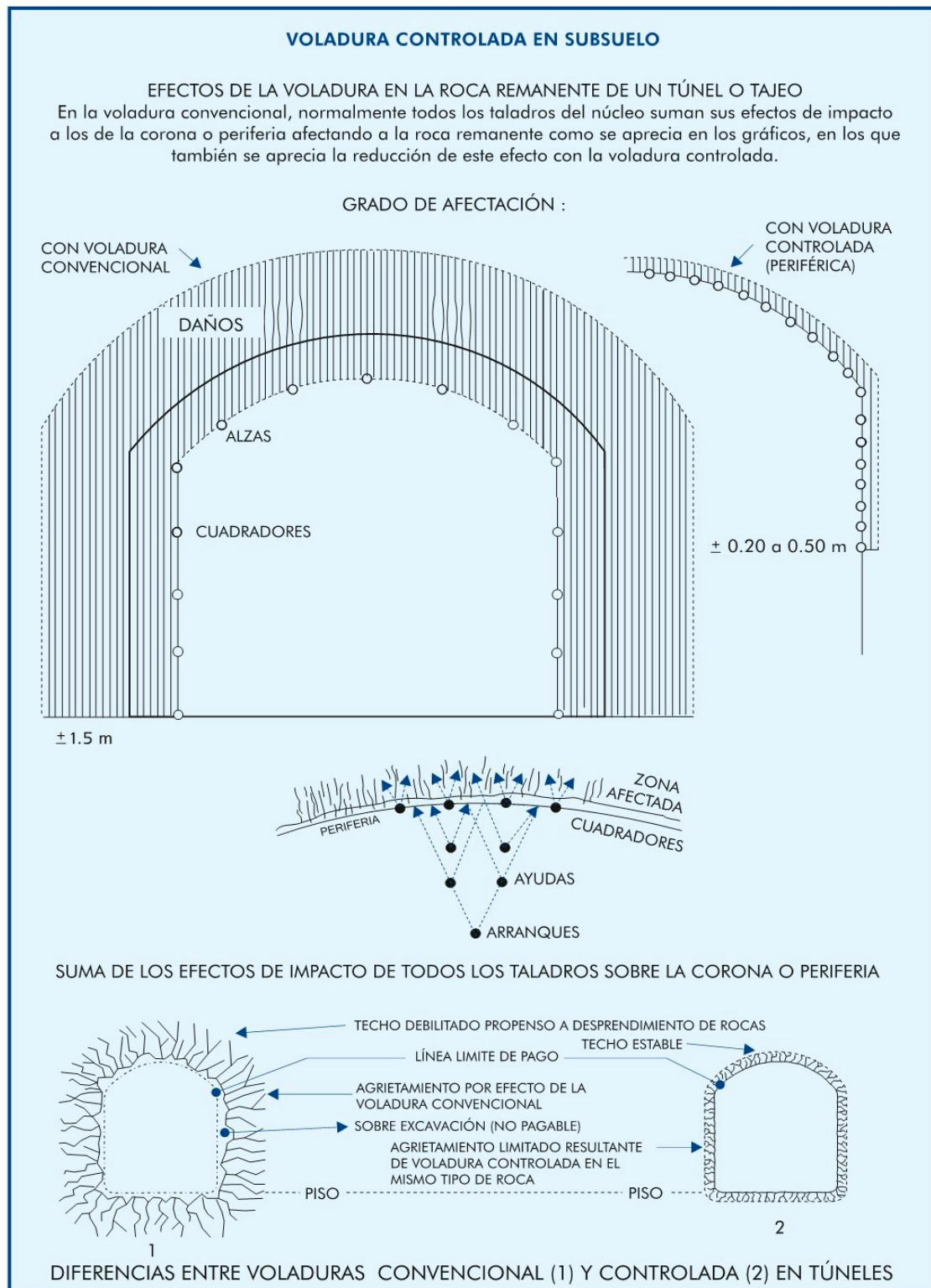
La voladura controlada es fundamental en minería subterránea porque permite mantener la geometría proyectada de la excavación, reducir la sobrerotura y preservar la estabilidad del macizo rocoso. Según Gálvez Mancha (2024), “la voladura controlada constituye una herramienta indispensable para disminuir los costos de sostenimiento y garantizar la seguridad en labores de vetas angostas” (p. 45). Además, Meza y Gutierrez (2023) señalan que “el control del contorno mediante técnicas de voladura controlada es crítico para cumplir con los estándares de tolerancia de sobrerotura establecidos en el diseño geomecánico” (p. 62).

2.4.2.3. Comparación entre voladura convencional y voladura controlada

Tabla 27. Comparación entre voladura convencional y controlada

Atributo	Voladura convencional	Voladura controlada
Objetivo / efecto de fracturación	Predomina fracturamiento radial; fragmentación por interacción entre taladros	Dirigir fracturas hacia puntos de menor resistencia; formar plano de corte; minimizar fracturas radiales
Relación espaciamento a burden (E)	$E = 1.3B$ a $1.5B$	$E = 0.5B$ a $0.8B$
Relación acoplamiento / desacoplamiento	Acoplamiento máximo $\approx 1.2:1$ (diámetro cartucho/diámetro taladro)	Desacoplamiento mayor; explosivo mucho menor que taladro; relación típica $\geq 2.1:1$
Distribución de la carga	Carga ocupa $\sim 2/3$ de la longitud del taladro; concentración al fondo	Carga lineal distribuida a todo lo largo; cartuchos acoplables o carga amortiguada con espaciadores
Uso de taco inerte	Para retener la explosión y mejorar confinamiento	Solo para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinar
Tipo de explosivo	Explosivo de mayor brisance y empuje según relación energía/costo	Explosivo de baja potencia y velocidad; baja brisance (ej.: productos tipo corte)
Secuencia de disparo	Disparo secuenciado con retardos según esquema de voladura	Disparo simultáneo de la línea de corte; sin retardos entre taladros de la línea; intervalo mínimo recomendado tras la voladura principal
Alineamiento y paralelismo	Menos crítico para efecto radial	Alineamiento y paralelismo estrictos según diseño del corte

Figura 35. Comparación entre voladura convencional y controlada



Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 268), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

2.4.2.4. Ventajas y desventajas de la voladura controlada

Tabla 28. Ventajas y desventajas de voladura controlada

Ventajas	Desventajas
- Optimización del acabado superficial: Permite la obtención de paredes rocosas con mayor estabilidad y una calidad superficial superior. - Control de vibraciones y sobreexcavación: Mitiga los efectos de las vibraciones generadas por la voladura principal y reduce la sobreexcavación, lo que disminuye tanto la proyección de fragmentos como la fracturación inducida en estructuras e instalaciones aledañas. Asimismo, la fragmentación resultante facilita las operaciones de transporte y remoción del material. - Preservación de la integridad del macizo: Reduce significativamente el daño por agrietamiento en la roca remanente. Mientras que la voladura convencional puede degradar la estructura de las cajas y techos hasta profundidades de 2.00 m, el método de voladura controlada limita este impacto a un rango de entre 0.20 y 0.50 m, mejorando así la capacidad de autosostenimiento de la excavación. - Viabilidad en terrenos difíciles: Constituye una alternativa técnica robusta para la explotación segura en macizos rocosos con condiciones geomecánicas desfavorables, tales como estructuras débiles o inestables.	- Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito. - Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación. - En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

Nota. Adaptado de *Manual de Perforación y Voladura de Rocas* (p. 29), por EXSA, s.f.

2.4.2.5. Condiciones necesarias para voladura controlada

a) Perforación

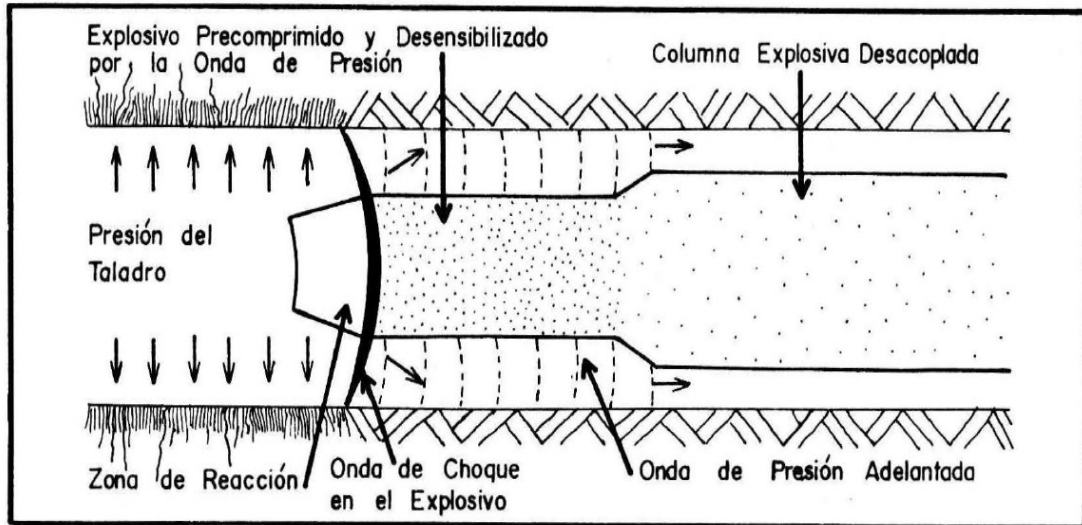
- Diámetro:** El diámetro de los taladros de contorno debe ser equivalente al empleado en los taladros de producción.

- **Precisión operativa:** Es imperativo mantener el alineamiento y el paralelismo de los taladros conforme al diseño del corte para asegurar un burden constante en toda la longitud de avance.
- **Impacto de desviaciones:** Deficiencias en el emboquillado o desviaciones superiores a 0.10 m – 0.15 m en el fondo pueden impedir la formación del plano de corte, resultando en sobreexcavación o la generación de tacos evacuados (bootlegs).
- **Espaciamiento:** El espaciamiento entre taladros debe ser menor al aplicado en voladuras convencionales, estableciéndose una relación de $E = (0.5 / 0.8) B$.

b) Carga

- **Selección de explosivos:** Se deben utilizar explosivos de baja energía y velocidad, como el cartucho Exsatron de 22 mm, el cual genera presiones aproximadas de 1,000 bar, en contraste con los 30,000 bar que pueden alcanzar los explosivos convencionales.
- **Carga desacoplada:** La carga de columna debe ser desacoplada (sin atacado), utilizando una relación de 0.5 respecto al diámetro del taladro (relación 2:1). Esto crea un anillo de aire que amortigua el impacto al absorber parte de la energía explosiva; la distribución uniforme de la carga se facilita mediante el uso de plumas centradoras plásticas.
- **Densidad y control:** La densidad de carga suele oscilar entre 0.18 y 0.37 kg/m, pudiendo ajustarse entre 0.08 y 0.22 kg/m en función del tipo de roca.
- **Mitigación de ondas:** Si se requiere un mayor amortiguamiento de la onda de choque para favorecer la formación del plano de corte, se recomienda intercalar taladros vacíos (guías) entre los taladros cargados.

Figura 36. Desensibilización de la columna explosiva por el efecto del canal



Nota. Tomado de "Perforación y voladura en túneles de gran sección" (p. 124), por M. Cedrón, E. Vidal y J. L. Vitteri, 1991, en *20 Convención de Ingenieros de Minas: Trabajos técnicos nacionales y nuevos proyectos de inversión minera 1991* (p. 117-126), Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.

c) Carga de fondo

Para garantizar la correcta iniciación de la carga de columna reducida y prevenir la formación de restos de taladro (bootlegs) en el fondo, se requiere una carga de alta velocidad con un factor de acoplamiento próximo al 100%. Asimismo, es indispensable sellar los taladros con material inerte (stemming) para asegurar la contención de los gases y evitar que la columna de carga desacoplada sea expulsada o succionada por efectos de descompresión durante la secuencia de detonación.

d) Disparo

El esquema de disparo para los taladros del corte periférico debe ejecutarse de forma simultánea para garantizar la formación completa del plano de corte. En perímetros de gran extensión, se permite el uso de un máximo de dos o tres etapas de retardo con intervalos muy reducidos, lo cual debe ser gestionado mediante una línea troncal de encendido independiente.

Para prevenir daños excesivos en la roca remanente, es fundamental controlar la velocidad pico de partícula, manteniéndola por debajo de un rango de 700 a 1,000 mm/s. Este parámetro puede estimarse mediante el uso de fórmulas empíricas.

$$VPP = \frac{Ce}{dxb}$$

donde:

VPP : velocidad pico de partícula, en m/s.

Ce : carga explosiva en caja, en kg.

d : distancia radial desde el punto de detonación, en m.

b : constante que depende de las propiedades estructurales y elásticas de la roca, y que varía de lugar a lugar.

2.4.2.6. Técnicas de voladura controlada

a) Perforación en línea (Line Drilling)

Consiste en perforar una fila de taladros sin carga explosiva, muy cercanos entre sí, que actúan como una barrera física para limitar la propagación de fracturas.

- Ventaja: simplicidad y bajo costo.
- Limitación: requiere alta precisión en perforación.

b) Pre-corte (Pre-splitting, Preshearing, Pre-slotting, Stress Relieving)

Se perfora una fila de taladros cargados con explosivo ligero y se detonan antes de la voladura principal, creando una fractura continua que delimita el contorno.

Pomasoncco-Najarro (2021) afirma que “el pre-splitting es una técnica eficaz para controlar el daño en macizos competentes, generando una superficie de fractura definida” (p. 88).

c) Pre-corte con espaciado de aire (Air Deck Presplitting)

Variante del pre-splitting donde se dejan espacios de aire dentro del taladro (air decks) para reducir la energía transmitida.

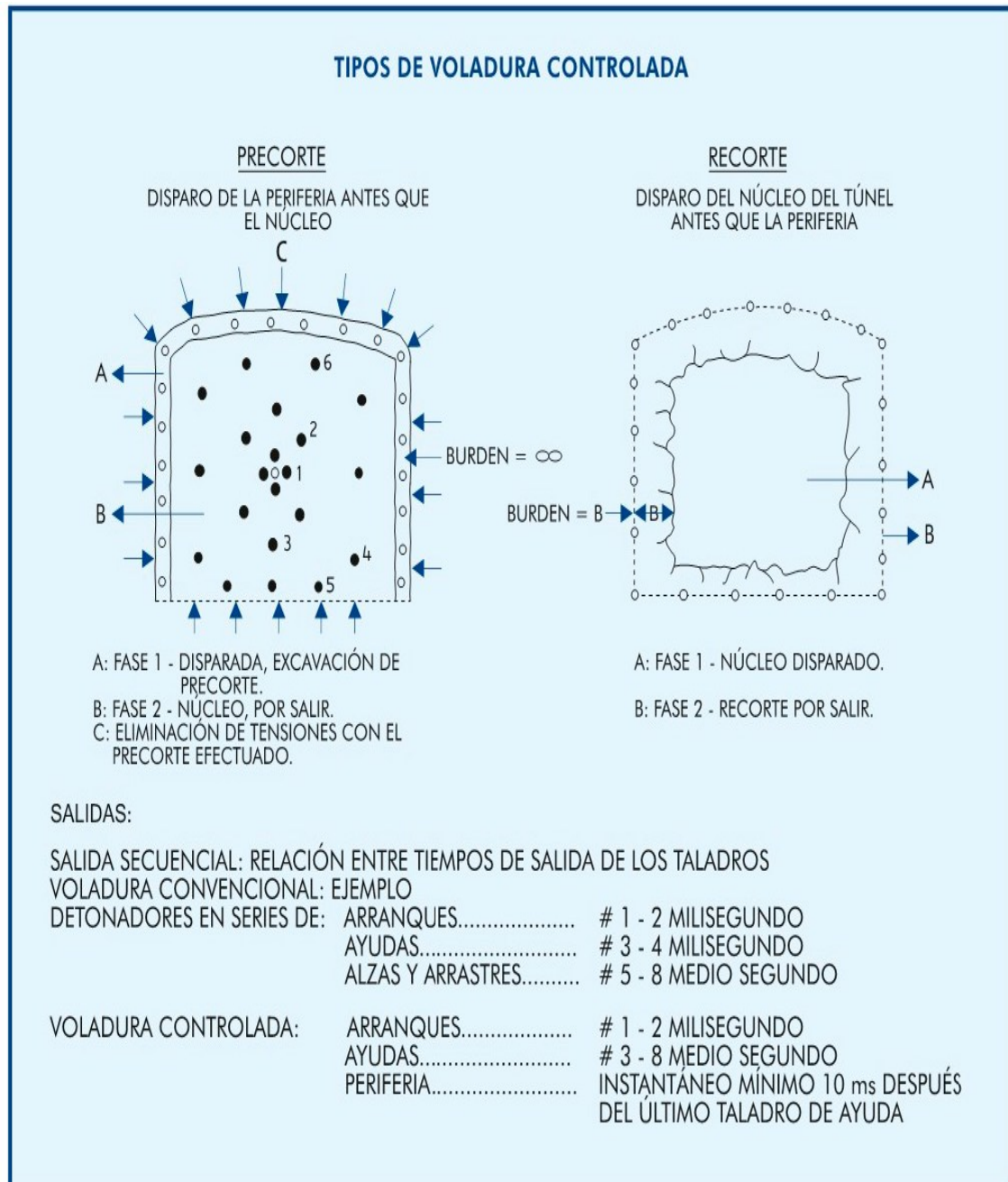
- Mejora el desacoplamiento.
- Reduce vibraciones y sobrerotura.

d) Voladura de recorte (Trim Blasting)

Se realiza una voladura secundaria en el contorno para corregir irregularidades generadas por la voladura principal.

- Útil en túneles de gran sección.
- Incrementa costos por doble operación.

Figura 37. Voladura de precorte y recorte



Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 270), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

e) Voladura lisa (smooth blasting)

Definida como la técnica que utiliza cargas desacopladas en taladros de contorno y retardos controlados para obtener paredes lisas.

Según Gálvez Mancha (2024), “el smooth blasting busca reducir la sobrerotura a valores menores al 10%, generando superficies más estables y uniformes” (p. 46).

f) Voladura suave (Cushion Blasting)

Similar al smooth blasting, pero se emplean materiales amortiguadores (arena, arcilla) entre el explosivo y la pared del taladro para reducir la energía transmitida.

- Ventaja: disminuye el daño en roca de baja calidad.
- Limitación: mayor tiempo de preparación.

g) Voladura amortiguada (Buffer Blasting)

Se coloca una fila de taladros cargados entre la voladura principal y el contorno, actuando como “amortiguador” para reducir la energía que llega al perímetro.

- Útil en macizos fracturados.
- Requiere diseño cuidadoso de cargas.

2.4.2.7. Smooth blasting

El smooth blasting (voladura lisa o voladura controlada de contorno) es una técnica de voladura cuyo objetivo principal es obtener paredes de excavación más uniformes y con menor sobrerotura, mediante la reducción de la energía explosiva aplicada en los taladros de contorno.

Según Pomasoncco-Najarro (2021), “el smooth blasting consiste en cargar los taladros de contorno con explosivos desacoplados y retardos controlados, de manera que la energía se libere suavemente, generando una superficie lisa y reduciendo el daño en el macizo rocoso” (p. 88).

De manera similar, Gálvez Mancha (2024) afirma que “esta técnica busca disminuir la sobrerotura y mejorar la estabilidad de la excavación, siendo especialmente útil en labores subterráneas de vetas angostas” (p. 45).

2.4.2.8. Principios del smooth blasting

El smooth blasting se fundamenta en tres principios:

- Desacoplamiento de la carga: el diámetro del explosivo es menor que el del taladro, reduciendo la presión lateral.
- Secuenciación controlada: uso de detonadores no eléctricos con retardos milisegundos para evitar interferencia de ondas.
- Optimización de burden y espaciamiento: ajuste de la malla para concentrar la energía en la línea de excavación.

Pomasoncco (2021) afirma que “el smooth blasting busca que la energía se libere de manera uniforme en el contorno, generando superficies lisas y reduciendo la sobrerotura a valores menores al 10%” (p. 88).

2.4.2.9. Tipos de smooth blasting

a) Smooth blasting clásico

Es la forma más común: se utilizan cargas desacopladas en los taladros de contorno, con retardos no eléctricos para sincronizar la detonación.

- Aplicación: túneles y cruceros de sección pequeña.
- Objetivo: obtener paredes lisas y sobrerotura $\leq 10\%$.

Según Gálvez Mancha (2024), “el smooth blasting clásico se caracteriza por la reducción de la carga lineal en los taladros de contorno, logrando superficies más uniformes” (p. 46).

b) Smooth blasting combinado con presplitting

Se realiza primero un pre-corte (presplitting) para generar una fractura previa en el contorno, y luego se aplica smooth blasting en los taladros restantes.

- Ventaja: mayor control en macizos competentes.
- Limitación: requiere más perforación.

Pomasoncco-Najarro (2021) afirma que “la combinación de presplitting y smooth blasting mejora el control del contorno en rocas de calidad media a alta” (p. 89).

c) Smooth blasting con cushion (Cushion Blasting)

Se coloca un material amortiguador (arena, arcilla, grava) entre el explosivo y la pared del taladro.

- Objetivo: reducir la energía transmitida y proteger macizos de baja calidad (RMR bajo).
- Aplicación: zonas con fracturas o roca alterada.

Meza y Gutierrez (2023) señalan que “el cushion blasting es una variante del smooth blasting que busca disminuir aún más el daño en el contorno mediante el uso de materiales amortiguadores” (p. 71).

d) Smooth blasting con buffer (Buffer Blasting)

Se coloca una fila adicional de taladros cargados entre la voladura principal y el contorno, actuando como “amortiguador”.

- Ventaja: reduce la energía que llega al perímetro.
- Aplicación: macizos fracturados o con alta sobrerotura.

2.4.2.10. Tipos de explosivos utilizados en voladura controlada

a) Con Dinamita

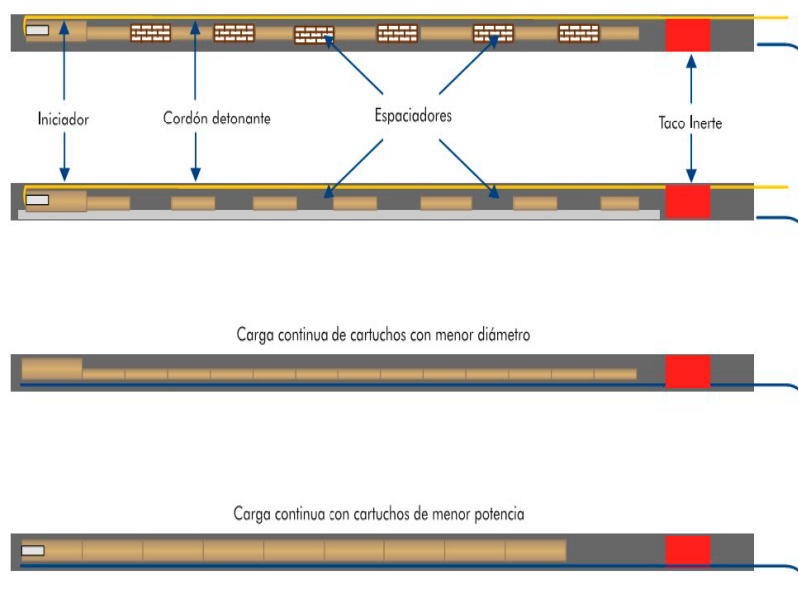
Las dinamitas presentan velocidades de detonación variables, las cuales oscilan desde rangos bajos hasta niveles elevados. Para las operaciones de voladura de

contorno, es necesario seleccionar explosivos con una potencia inferior a la empleada en los taladros de producción.

Dependiendo de las características geomecánicas del macizo rocoso, se pueden aplicar los siguientes métodos operativos:

- Implementación de espaciadores: Consiste en intercalar elementos inactivos (sin carga explosiva) entre cartuchos dentro de la columna, manteniendo siempre un cebo con mayor poder rompedor.
- Carga continua con menor potencia: Se utiliza un explosivo que posea, por naturaleza, un menor poder rompedor.
- Carga continua de diámetro reducido: Se emplea un explosivo con un poder rompedor similar al de los taladros de producción, pero con un diámetro menor.

Figura 38. Carguío de taladros de contorno con dinamita



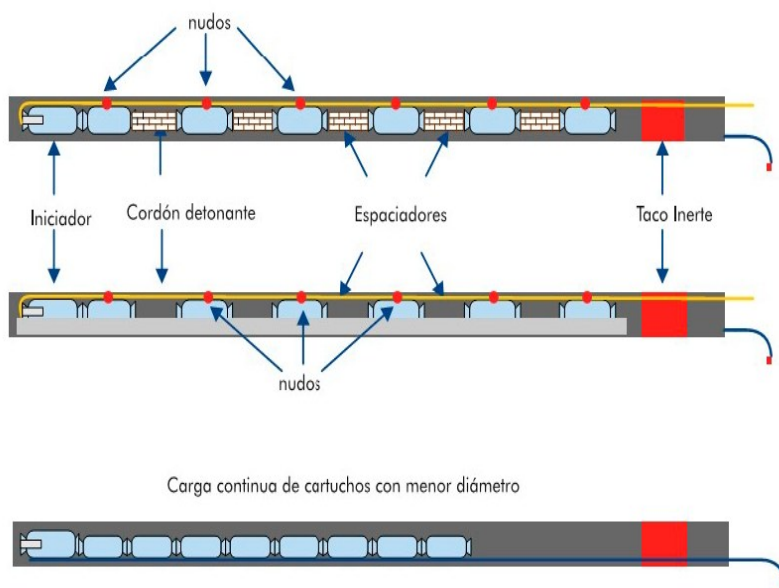
Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 273), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

b) Con Emulsiones

Debido a sus propiedades intrínsecas, tales como una elevada velocidad de detonación y una considerable capacidad de ruptura, las emulsiones resultan idóneas para la ejecución de voladura controlada en macizos rocosos competentes. No obstante, al poseer una menor sensibilidad que las dinamitas, su aplicación requiere la implementación de criterios técnicos específicos para garantizar la efectividad del disparo:

- Uso de espaciadores: Se recomienda la colocación de espaciadores inertes entre los cartuchos a lo largo de la columna de carga.
- Sistema de iniciación: Es imperativo mantener un cebo de alto poder rompedor y asegurar la presencia de un cordón detonante a lo largo de toda la columna. Si se utiliza cordón detonante con un gramaje inferior a 5 g/m, se debe seccionar la emulsión para garantizar un contacto directo con el cordón, o alternatively, realizar nudos en el mismo a la altura de cada emulsión para optimizar la iniciación.
- Carga continua: Es factible emplear una carga continua utilizando explosivos que posean un poder rompedor equivalente al empleado en la voladura de producción, ajustando únicamente el diámetro a una dimensión menor.

Figura 39. Carguío de taladros de contorno con emulsiones



Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 274), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

c) Con Anfo

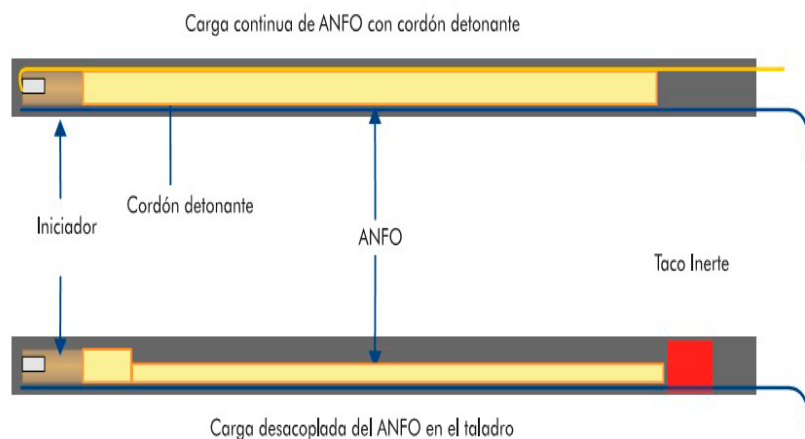
Este agente de voladura es potente, adquiere la velocidad de detonación del explosivo que lo inicia, hay métodos conocidos para realizar una voladura controlada teniendo siempre en cuenta la buena ventilación y el tipo de roca.

- Cargar la columna de carga con anfo colocando como cebo un explosivo de menor potencia y toda la columna debe contar con una línea de cordón detonante, la

función de este es generar una película de aire cuando queme parte del anfo creando el desacoplamiento en el taladro.

- Por otro lado, al no usar cordón detonante la carga tiene que ser la siguiente colocando un explosivo de menor potencia en el fondo como cebo y seguido la carga de anfo tiene que ser desacoplada en el taladro.

Figura 40. Carguío de taladros de contorno con anfo.



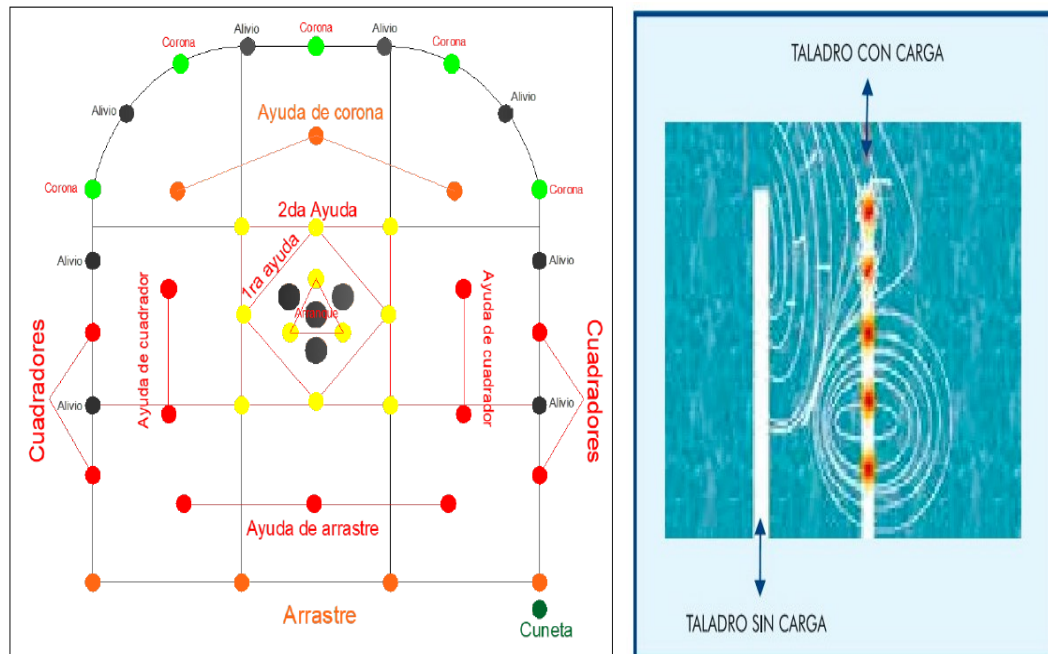
Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 274), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

2.4.2.11. Voladura controlada con taladros de alivio

En esta configuración de diseño, la fila de taladros cargados se alinea direccionalmente con los taladros de alivio (taladros vacíos). La función principal de estos últimos es proporcionar un espacio físico continuo que permita la liberación y disipación de la energía explosiva, mitigando de manera efectiva el impacto dinámico sobre las cajas de la labor. Desde el punto de vista de la mecánica de rocas, los taladros de alivio actúan como caras libres artificiales en el interior del macizo. Cuando las ondas de choque compresivas generadas por la detonación alcanzan esta interfaz, se reflejan y retornan al medio en forma de ondas de tracción. Dado que la resistencia a la tracción de la roca es significativamente menor que su resistencia a la compresión, estas fuerzas inducen

un fracturamiento y agrietamiento controlado a lo largo del plano proyectado, protegiendo así la integridad estructural de la roca remanente.

Figura 41. Voladura controlada con taladros de alivio



Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 275), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

2.4.2.12. Parámetros Importantes para voladuras controladas

a) Presión del taladro

Se define como la fuerza ejercida por la expansión de los gases de detonación contra las paredes de la perforación, magnitud que representa aproximadamente el 50% de la presión de detonación del explosivo. En la voladura controlada, es fundamental minimizar esta presión para reducir el daño en la pared final y favorecer la formación del plano de corte. Operativamente, esta reducción se logra mediante el desacoplamiento geométrico o el espaciamiento de las cargas explosivas en el interior del taladro.

Cálculo de presión del taladro con carga acoplada

$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3}}{8}$$

Donde:

Pt_{corona} : presión de taladro con carga acoplada, en Mpa

δ_e : densidad del explosivo, en g/cm³

VOD: velocidad de detonación, en m/s

Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento

$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left(\frac{D_e}{D_t}\right)^{2.6}}{8}$$

Donde:

Pt_{corona} : presión de taladro con carga desacoplada, en Mpa

δ_e : densidad del explosivo, en g/cm³

VOD: velocidad de detonación, en m/s

D_e : diámetro del cartucho, en cm

D_t : diámetro del taladro, en cm

$\frac{D_e}{D_t}$: factor de desacoplamiento

Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento y espaciado

$$c = \frac{N_{\text{cartuchos}} * L_{\text{cartucho}}}{L_{\text{taladro}}}$$
$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left[\left(\frac{D_e}{D_t}\right) * \sqrt{c}\right]^{2.6}}{8}$$

Donde:

Pt_{corona} : presión de taladro con carga desacoplada, en Mpa

δ_e : densidad del explosivo, en g/cm³

VOD: velocidad de detonación, en m/s

D_e : diámetro del cartucho, en cm

D_t : diámetro del taladro, en cm

c: proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro

$N_{\text{cartuchos}}$: número de cartuchos

L_{cartucho} : longitud del cartucho, en m

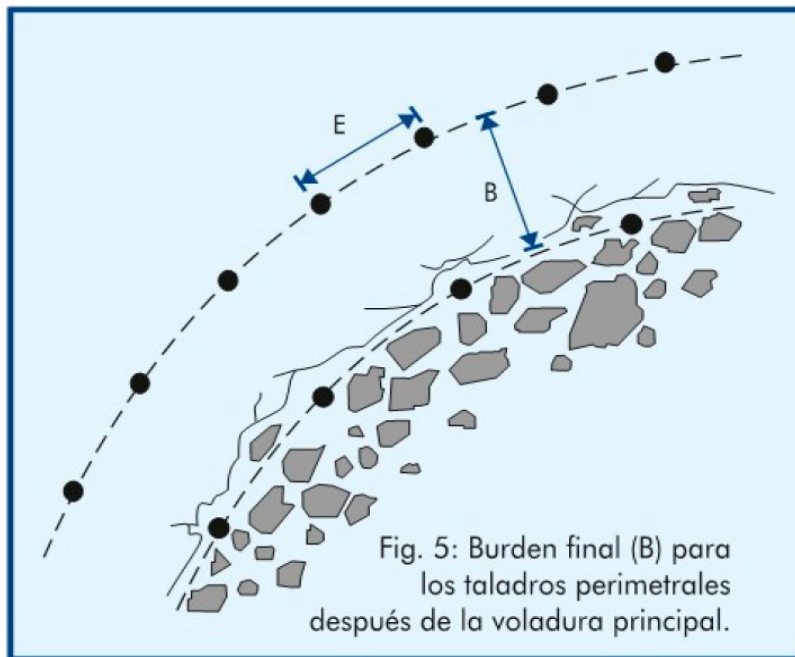
L_{taladro} : longitud del taladro, en m

b) Relación de espaciamiento y burden

En el diseño de voladuras controladas, la magnitud del espaciamiento entre taladros está directamente condicionada por las características geomecánicas del macizo rocoso y el diámetro de perforación empleado. Este parámetro operativo se determina mediante la siguiente relación matemática:

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

Figura 42. Burden final para los taladros perimétricos después de la voladura de producción



Nota. Tomado de *Manual práctico de voladura* (p. 276), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

c) Precisión en la perforación

La exactitud en la ejecución de la perforación constituye un factor crítico para garantizar la eficacia de la técnica de voladura controlada. Para asegurar el cumplimiento del diseño geométrico, los taladros deben mantener un estricto paralelismo entre sí y estar perfectamente alineados dentro de un mismo plano de corte.

d) Carga lineal

La concentración o densidad de carga lineal requerida para el diseño de voladuras controladas en los contornos de la excavación se determina mediante la siguiente formulación matemática:

$$q_{\text{contorno}} = 90 * \phi_0^2$$

Donde:

q_{contorno} : densidad de carga explosiva en el contorno

ϕ_0 : diámetro de taladro de producción

2.4.3. Sobrerotura

Sobrerotura (Overbreak)

La sobrerotura se define como el exceso de excavación respecto al diseño. Meza y Gutierrez (2023) señalan que “la sobrerotura no solo implica pérdida de mineral, sino también incremento de costos en sostenimiento y riesgos geotécnicos” (p. 70).

La fórmula para calcularla es:

$$\%OB = \frac{Areal - Adiseño}{Adiseño}$$

Donde:

%OB: porcentaje de sobrerotura

Areal: area real

Adiseño: area de diseno

2.5. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- **Variable independiente:** factor manipulado en el estudio: método de voladura (Voladura convencional vs Voladura controlada smooth blasting).
- **Variable dependiente:** resultado medido: % Sobrerotura y derivados (tonelaje de estéril, consumo de sostenimiento) .
- **Sobrerotura (Overbreak):** exceso de excavación respecto al diseño proyectado, generado por la acción de la voladura, que implica pérdida de control geométrico, incremento de costos de sostenimiento y riesgo geotécnico .
- **Voladura controlada:** conjunto de técnicas de perforación y carga que buscan limitar el daño en el macizo rocoso, preservar la geometría proyectada de la excavación y reducir la sobrerotura.
- **Smooth blasting (Voladura lisa):** técnica de voladura controlada que emplea cargas desacopladas y retardos controlados en los taladros de contorno, con el objetivo de obtener superficies más estables y uniformes, minimizando la sobrerotura.
- **Malla de perforación:** diseño geométrico que define la disposición, número, profundidad, diámetro, burden y espaciamiento de los taladros en una labor subterránea, en función de la sección de excavación y las condiciones geomecánicas.
- **Perforación:** operación minera que consiste en realizar taladros en la roca con equipos especializados, siguiendo un patrón geométrico definido, con el fin de alojar explosivos para la voladura.
- **Burden:** distancia perpendicular desde el centro del taladro hasta la cara libre más cercana.
- **Espaciamiento:** distancia entre centros de taladros adyacentes en la misma fila (spacing). Se expresa en metros y controla la interacción entre ondas de choque y la continuidad del plano de corte.

- **Carga lineal (kg/m):** cantidad de explosivo por metro de taladro.
- **Densidad de carga:** cantidad de explosivo por unidad de longitud de taladro (kg/m), utilizada para controlar la energía liberada durante la voladura. Su ajuste es clave para evitar sobrerotura y garantizar una fragmentación adecuada.
- **Carga desacoplada:** configuración en la que el diámetro del explosivo es menor que el del taladro, lo que reduce la presión lateral ejercida sobre las paredes del taladro y minimiza el daño al contorno.
- **Factor de desacoplamiento (Dc/Dt):** relación entre el diámetro efectivo del explosivo y el diámetro del taladro; indica el grado de desacoplamiento. Relevancia: clave para calcular la presión en el taladro y justificar la selección de cargas desacopladas .

El factor de desacoplamiento de ser $\frac{D_e}{D_t} < 1$

- **Carga espaciada (Air Decking):** técnica que consiste en dejar espacios de aire entre las cargas explosivas dentro del taladro, con el fin de reducir la energía transmitida y mejorar el control del contorno .
- **Taco / Stemming:** material inerte que sella el taladro. Relevancia: retiene gases y mejora la eficacia del corte.
- **Taladros de contorno vacíos (Line Drilling):** taladros sin carga explosiva, dispuestos en el perímetro de la excavación para actuar como barrera física que limita la propagación de fracturas .
- **Pre-splitting:** técnica de voladura controlada que consiste en perforar y detonar una línea de taladros cargados con explosivo de baja energía antes de la voladura principal, generando una fractura previa que delimita el contorno .
- **Cushion Blasting:** variante del smooth blasting que incorpora materiales amortiguadores (arena, arcilla) entre el explosivo y la pared del taladro para reducir la energía transmitida al contorno.
- **Buffer Blasting:** técnica que utiliza una fila intermedia de taladros cargados entre la voladura principal y el contorno, actuando como amortiguador para proteger el perímetro.
- **Explosivo:** sustancia química o mezcla capaz de liberar energía de forma súbita mediante una reacción de combustión o descomposición rápida. En minería subterránea se utilizan comúnmente emulsiones, ANFO y dinamitas.
- **Velocidad de detonación (VOD):** velocidad a la que se propaga la onda de detonación en el explosivo (m/s). Relevancia: influye en la presión del taladro y en la brisance.

- **Brisance:** “capacidad de un explosivo para fragmentar la roca (potencia de corte).
Relevancia: determina tipo de explosivo a usar en contorno vs. núcleo.”
- **Accesorios de voladura:** elementos complementarios al explosivo que permiten su iniciación, sincronización y control. Incluyen detonadores no eléctricos, cordones detonantes, retardadores y boosters.
- **Detonador no eléctrico:** dispositivo de iniciación que utiliza retardos temporizados sin corriente eléctrica, permitiendo una secuencia controlada de detonaciones.
- **VPP / PPV:** velocidad pico de partícula o vibración generada por la voladura (mm/s).
Relevancia: límite para evitar daño estructural y controlar daño al contorno.
- **Índice RMR (Rock Mass Rating):** sistema de clasificación geomecánica que evalúa la calidad del macizo rocoso en función de parámetros como resistencia de la roca, espaciamiento y condición de discontinuidades, presencia de agua y orientación estructural.
- **Macizo rocoso:** conjunto de rocas que conforman el entorno geológico de una excavación subterránea, cuya calidad geomecánica influye directamente en la estabilidad y el diseño de sostenimiento.
- **Estabilidad del macizo rocoso:** capacidad del macizo para mantener su integridad estructural después de la excavación, sin colapsos ni desprendimientos.
- **Sostenimiento:** conjunto de elementos estructurales y técnicas (como pernos, mallas metálicas, shotcrete) utilizados para mantener la estabilidad de las labores subterráneas y prevenir desprendimientos de roca.
- **Shotcrete:** concreto proyectado utilizado para el sostenimiento de labores subterráneas, aplicado directamente sobre las superficies excavadas para estabilizar el macizo rocoso.
- **Crucero:** labor subterránea de desarrollo horizontal, generalmente perpendicular a una galería principal, cuyo objetivo es interceptar vetas mineralizadas, habilitar nuevas reservas y facilitar la preparación de frentes de explotación.
- **XC:** abreviatura usada en el proyecto para identificar un crucero (ej.: XC-9980- NW).
- **JK Simblast:** software para modelación de voladuras de rocas
- **Factor de media caña visible:** relación porcentual entre la longitud de los surcos de los taladros que permanecen intactos y visibles en el macizo rocoso remanente tras la detonación, y la longitud total de los taladros que fueron perforados originalmente en ese perímetro.

$$FMC = \left(\frac{\text{Longitud de medias cañas visibles}}{\text{Longitud total perforada en el contorno}} \right) \times 100$$

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

Para evaluar comparativamente la voladura convencional y el smooth blasting en la disminución de la sobrerotura, el estudio se desarrollará bajo los siguientes métodos :

a) Método General

- **Método Científico:** Según Arias (2012), comprende el conjunto de procedimientos para formular y resolver problemas mediante la verificación de hipótesis. La investigación parte del problema operativo de la sobreexcavación, plantea hipótesis explicativas y las valida sistemáticamente mediante el monitoreo de campo en el crucero 9980-NW.

b) Métodos Específicos

- **Método Hipotético-Deductivo:** Bernal (2010) lo define como el proceso de formular hipótesis para deducir conclusiones que deben confrontarse con los hechos. Este estudio parte de la premisa de que el smooth blasting reduce significativamente la sobrerotura. Mediante el registro de 60 eventos de voladura y el uso de la prueba t de Student, se deducirá estadísticamente la validez de esta hipótesis.
- **Método Analítico-Sintético:** Tamayo y Tamayo (2003) señala que este método descompone un todo para estudiarlo y luego integra sus partes. En la fase analítica, se evaluarán individualmente los parámetros de la malla (burden, espaciamiento, factores de carga); en la síntesis, se determinará cómo su interacción global mejora la estabilidad del macizo rocoso y optimiza los costos operativos.
- **Enfoque Cuantitativo (Empírico-Analítico):** Como señalan Hernández Sampieri et al. (2014), este enfoque utiliza la recolección de datos y la medición numérica para probar hipótesis. Se aplicará al medir variables estrictamente objetivas del perfil geométrico, como el porcentaje de sobrerotura, el área real

excavada y el factor de media caña visible, sometiéndolas a análisis estadístico.

3.2. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

3.2.1. Tipo de investigación

Según Hernández Sampieri, Fernández Collado y Baptista (2014), “la investigación aplicada se orienta a resolver problemas prácticos inmediatos en contextos específicos, buscando soluciones que puedan implementarse en la realidad” (p. 4). En ese sentido, la presente investigación es de tipo aplicada, pues busca resolver la problemática de la sobrerotura en el Crucero 9980- NW de la Unidad Minera San Andrés mediante la comparación entre voladura convencional y voladura controlada (smooth blasting).

3.2.2. Nivel de investigación

Según Hernández Sampieri, Fernández Collado y Baptista (2014), “la investigación descriptiva busca especificar las propiedades importantes de personas, grupos, comunidades o cualquier otro fenómeno que sea sometido a análisis” (p. 80). Asimismo, los mismos autores señalan que “la investigación explicativa pretende establecer las causas de los hechos y fenómenos que se estudian” (p. 82). En ese sentido, la presente investigación se ubica en el nivel descriptivo-explicativo, ya que describe el grado de sobrerotura generado por la voladura convencional y la voladura controlada en el Crucero 9980- NW, y además explica las causas de dichas diferencias, evaluando cómo la aplicación del smooth blasting influye en la estabilidad del macizo rocoso y en los costos de sostenimiento.

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El presente estudio emplea un diseño cuasi-experimental, específicamente en la modalidad de preprueba-posprueba con un solo grupo. Según Hernández Sampieri, Fernández Collado y Baptista (2014), “este diseño se caracteriza por la manipulación deliberada de una variable independiente para observar su efecto sobre una variable dependiente en situaciones donde no es posible asignar aleatoriamente los sujetos o unidades de análisis a los grupos experimentales” (p. 151). En el contexto de esta investigación, la unidad de análisis es el frente de avance del Crucero 9980- NW del Nivel 2220, el cual constituye un grupo intacto de operación. El procedimiento consiste

en realizar una medición inicial de la sobrerotura bajo condiciones de voladura convencional (preprueba), seguida de la implementación de la técnica de voladura controlada smooth blasting (estímulo experimental), para finalmente realizar una nueva medición de los resultados (posprueba) y determinar la efectividad de la técnica.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

Siguiendo a Hernández Sampieri et al. (2014), la población comprende la totalidad de casos que cumplen con parámetros específicos, mientras que la muestra constituye un subconjunto representativo de dicho universo, extraído bajo criterios metodológicos definidos por el investigador.

3.4.1. Población

Las labores horizontales de desarrollo excavadas en roca estéril (desmonte), como los cruceros, que atraviesan la Microdiorita en la Unidad Minera San Andrés durante el año 2026.

3.4.2. Muestra

La muestra está constituida por el Crucero XC-9980 - NW, seleccionado de manera intencional por conveniencia, debido a que presenta una problemática documentada de sobrerotura promedio 24.03% y condiciones geomecánicas representativas (RMR $\approx$ 41), lo que lo convierte en un caso adecuado para evaluar la aplicación de la técnica de voladura controlada.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

De acuerdo con Hernández Sampieri et al. (2014), las técnicas corresponden a los procedimientos metodológicos empleados para obtener datos sobre las variables de estudio, mientras que los instrumentos constituyen los recursos físicos utilizados para su registro sistemático y confiable. Bajo esta premisa, la presente investigación implementará las siguientes técnicas:

- **Observación directa estructurada:** Se observarán las acciones de perforación y voladura en el frente de avance del Crucero XC-9980 - NW, registrando parámetros técnicos y condiciones operativas en campo.
- **Medición topográfica:** Se realizará el levantamiento de perfiles reales post-voladura mediante estación total o escáner láser 3D, con el fin de comparar las secciones excavadas con el diseño proyectado.

- **Análisis documental:** Se revisarán reportes técnicos, planos de perforación, partes de voladura y registros de sostenimiento, con el objetivo de complementar y validar los datos obtenidos en campo.

Los instrumentos de recolección que se utilizarán son:

- **Ficha técnica de voladura:** Formato estructurado para registrar datos como tipo de malla, espaciamiento, burden, tipo de carga, desacoplamiento, tipo de detonador, longitud de taladros, entre otros.

- **Formato de medición de sobrerotura:** Plantilla diseñada para registrar el área real excavada y calcular el porcentaje de sobrerotura por ciclo de voladura.

- **Software CAD y topográfico (AutoCAD, Surfer, o similar):** Herramientas digitales para modelar y comparar las secciones reales con las proyectadas.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

De acuerdo con Hernández Sampieri et al. (2014, p. 233), esta fase comprende la sistematización, codificación y evaluación estadística de la información recolectada para responder a las interrogantes de investigación y contrastar las hipótesis. En este sentido, el presente estudio empleará las siguientes técnicas:

a. Procesamiento:

- Codificación y tabulación de datos en Excel.
- Elaboración de cuadros comparativos y gráficos estadísticos.
- Análisis gráfico de tendencias (sobrerotura vs. tipo de carga, espaciamiento, diámetro de taladro, etc.).
- Modelado CAD para comparación geométrica de perfiles de excavación.

b. Análisis estadístico:

- Estadística descriptiva: cálculo de media, desviación estándar y porcentaje de sobrerotura.
- Estadística inferencial con spss: aplicación de la prueba t de Student para muestras relacionadas (preprueba vs. posprueba).
- Nivel de significancia: $\alpha = 0.05$

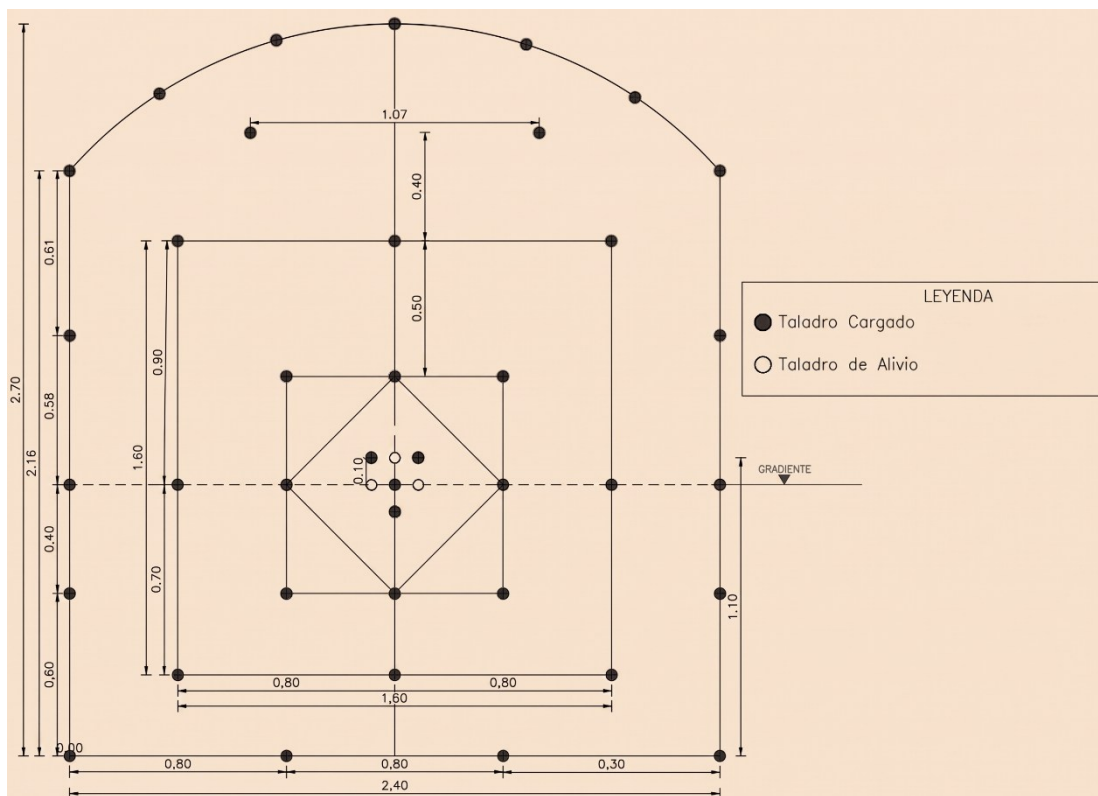
Figura 44. Indicación geomecánica del XC-9980-NW

MARSÁ		INDICACIÓN GEOMECAÍNICA				Versión: 20	
MES:	ENE-2025	LABOR:	XC-9980-NW	NIVEL:	2220	FECCIÓN PROHIBICIÓN:	
DIVISION:	JACARIA - IV	SUPERVISIÓN DE MINA:		RAMPO	MOTA	ANCHO:	2.40
FECHA:	06/01/13:46	SECCIÓN ENCOOTADA	TIPO DE DOLA.	RMR	OBSERVACIONES:		
		ANCHO	ALTO				
		-	-	III-B 41	LABOR DESARROLLADO EN CAMINO DE ROCA REGULAR DE MEDIA RESISTENCIA ① DESARROLLO DE ROCAS SUAVES TAN AL AREA DE TRABAJOS ② SOSTENIDA CON SOSTENES 2'x2' + PUNTA DE ALTA RESISTENCIA + PUNTA VERTICAL DE 5'x5'x1'x1' DE PUNTA A PUNTA SISTEMATICA ESPACIADOS A 1.00 x 1.20m. DE PUNTO A PUNTO CONCLUSIONES ① ROTACION DE PROYECTACIONES (T.A) ② SOSTENES 2'x2' DE SACARISTO ③ TALADRO DE ALIVIO A 0.10m. COLOCANDO ④ GOLONDA CONTINUA (NO HAY POTENCIA)		

Nota. Adaptado de *Estudio Geomecanico de Labores*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Geomecánica.

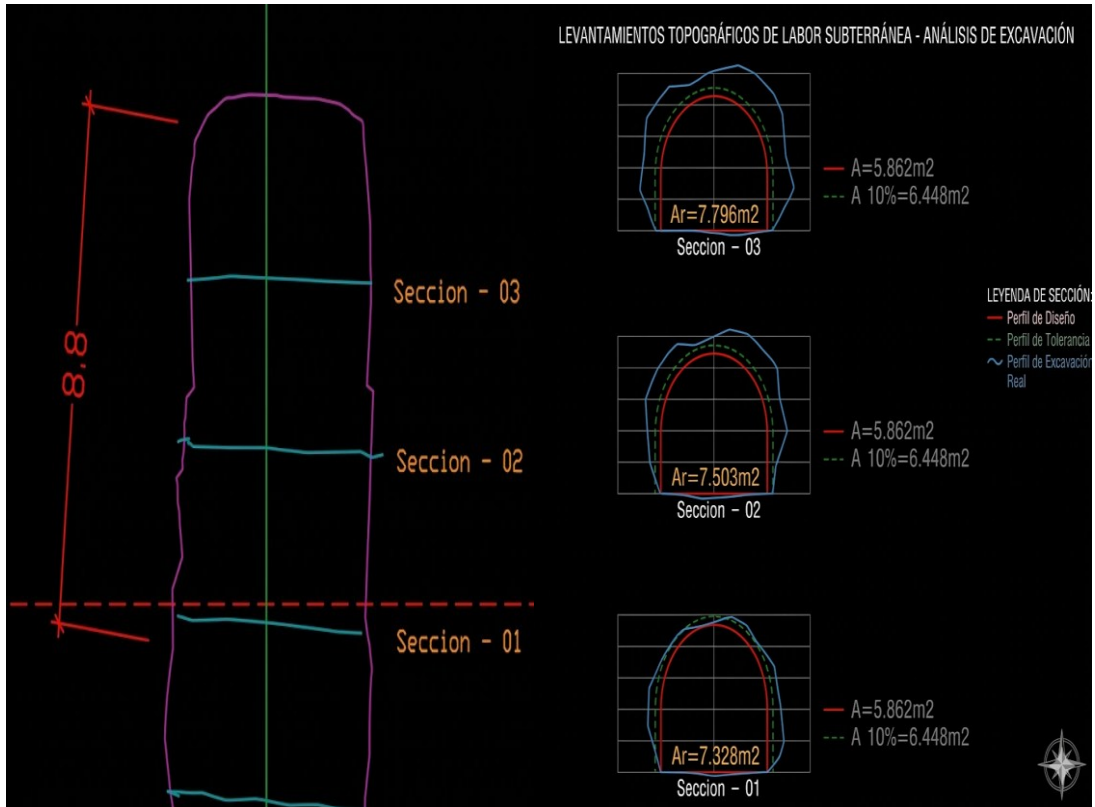
4.1.2. Malla de Perforación y voladura convencional

Figura 45. Malla de perforación de voladura convencional



4.1.3. Perfil de excavación de voladura convencional

Figura 46. Perfiles de excavación con voladura convencional



Nota. Adaptado de *Levantamiento Topográfico Enero*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Topografía.

4.1.4. Sobrerotura con voladura convencional

Se hizo un control de 30 disparos en el XC-9980 - NW para poder calcular el porcentaje de sobrerotura, el cual se muestra en la Tabla 29.

Tabla 29. Sobrerotura con voladura convencional

Sección programada							Sección ejecutada		Avance por disparo		Volumen					
Fecha	Guardia	Labor	Nivel	Zona	Jumbo	Tipo de Disparo	Ancho (m)	Alto (m)	Ancho (m)	Alto (m)	programado (m)	ejecutado (m)	programado (m3)	ejecutado (m3)	Sobrerotura (%)	Sobrerotura permitida
1/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	3.0	2.9	3.11	2.9	19.4	25.8	33%	10%
2/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.9	2.8	3.11	2.9	19.2	23.9	25%	10%
3/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	2.9	3.11	2.8	19.1	24.3	27%	10%
4/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.9	3.1	3.11	3.0	18.5	25.6	39%	10%
5/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.8	3.11	2.9	19.1	21.9	14%	10%
6/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	2.9	3.11	2.9	19.2	23.8	24%	10%
7/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.9	2.8	3.11	2.9	18.8	24.1	28%	10%
8/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.7	2.8	3.11	3.0	18.7	22.4	19%	10%
9/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	2.9	3.11	2.9	19.5	24.2	24%	10%
10/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.7	3.11	2.9	20.0	22.0	10%	10%
11/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.7	3.1	3.11	2.9	18.9	24.5	30%	10%
12/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	2.8	3.11	3.0	19.7	23.4	19%	10%
13/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	3.1	3.11	2.8	19.3	25.4	31%	10%
14/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	2.7	3.11	2.9	19.9	23.2	16%	10%
15/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	2.9	18.5	20.2	9%	10%
16/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.9	2.8	3.11	2.9	20.0	24.6	23%	10%
17/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	3.0	3.0	3.11	2.9	18.9	26.1	38%	10%
18/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	2.8	3.11	2.9	18.3	21.8	19%	10%
19/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	3.0	2.9	3.11	2.9	19.5	25.8	32%	10%
20/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	3.0	3.11	2.9	19.9	25.8	30%	10%
21/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	3.1	3.11	2.9	18.4	22.7	24%	10%
22/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	2.8	3.11	2.8	19.9	23.9	20%	10%
23/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.7	2.8	3.11	2.9	19.8	23.4	18%	10%
24/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.8	3.0	3.11	3.0	19.7	25.2	28%	10%
25/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	3.0	3.11	2.9	19.0	22.7	19%	10%
26/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.9	3.1	3.11	3.0	19.2	26.5	38%	10%
27/01/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.7	2.7	3.11	2.9	18.5	21.0	14%	10%
28/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.9	3.0	3.11	2.9	18.8	25.4	35%	10%
29/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.9	3.11	2.9	19.6	22.7	16%	10%
30/01/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.7	2.9	3.11	2.9	19.3	22.9	19%	10%

Nota. Adaptado de *Levantamiento Topográfico Enero*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Topografía.

4.1.5. Diseño de malla de perforación y voladura del XC-9980 - NW

Tabla 30. Especificaciones técnicas para diseño de malla de perforación y voladura

LABOR	DESCRIPCIÓN DEL LUGAR	
	Zona	Valeria V
	Nivel	2220
	Labor	XC-9980 - NW
	Sección (m)	2.4 x 2.7
	Altura de bóveda (m)	1.20
DATOS DE CAMPO	PARÁMETROS DE LA ROCA	
	Tipo de Roca	Microdiorita y Diorita
	RMR	41
	GSI	40
	RQD	45%
	Densidad de la roca (tn/m³)	2.85
	Resistencia a la compresión (Mpa)	75
	PARÁMETROS DE LA PERFORACIÓN	
	Diámetro de la broca (mm)	45
	Diámetro de la rimadora (mm)	102
	Longitud del barreno (pies)	12
	N.º de Taladros Vacíos	4
	Tipo de corte	Cilíndrico
	Angulo de los taladros de contorno y piso (°)	3
	Desviación angular (mm/m)	10
	Error de emboquille (mm/m)	20

Tabla 31. Datos de explosivos para la voladura controlada

Datos de Voladura								
Tipo de Voladura	Controlada	PRP	PRP (%)	Velocidad de Detonación	Densidad (g/cm3)	Peso (Kg)	diámetro(mm)	longitud(m)
Tipo de Explosivo	Emulnor 5000 1 1/4" x 24"	1.12	112.00	5500.00	1.16	0.568	31.750	0.610
Tipo de Explosivo	Emulnor 3000 1 1/4" x 24"	1.02	102.00	5700.00	1.14	0.521	31.750	0.610
Tipo de Explosivo	Emulnor 1000 1 1/4" x 16"	0.87	87.00	5800.00	1.13	0.357	31.750	0.406
Tipo de Explosivo	Emulnor 1000 1 1/8" x 16"	0.87	87.00	5800.00	1.13	0.284	28.575	0.406
Tipo de Explosivo	Emulnor 500 1 1/4" x 12"	0.70	70.00	4400.00	0.90	0.200	31.750	0.305
Tipo de Explosivo	Emulnor 500 1 1/8" x 12"	0.70	70.00	4400.00	0.90	0.164	28.575	0.305
Tipo de Fulminante	Fanel MS y LP							

Nota. Adaptado de *Ficha Técnica: Guías de Seguridad Famesa* (p. 3), por Famesa Explosivos S.A., s.f.

- **Cálculo del área de la sección del crucero**

$$Area(S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - 2.r)) + (A * (H - r))$$

$$S = \frac{3.1416 * 1.2^2}{2} + (1.2 * (2.4 - (2 * 1.2))) + (2.4 * (2.7 - 1.2))$$

$$S = 5.862 \text{ m}^2$$

- **Cálculo del perímetro de la galería**

$$P = (\pi * r) + 2(H_{Tunel} - r) + 2(A_{Tunel} - r)$$

$$P = (3.1416 * 1.2) + 2 * (2.7 - 1.2) + 2 * (2.4 - 1.2)$$

$$P = 9.170 \text{ m}$$

- **Cálculo del número total de taladros**

$$N_{tal} = \frac{P}{d_t} + (S * C)$$

C =Coeficiente de factor de roca

dt =distancia de taladros

Tabla 32. Distancia entre taladros

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)	Promedio
Tenaz	0.50 a 0.55	0.525
Intermedia	0.60 a 0.65	0.625
Friable	0.70 a 0.75	0.725

Nota. Adaptado de *Manual práctico de voladura* (p. 286), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

Tabla 33. Coeficiente de roca

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Nota. Adaptado de *Manual práctico de voladura* (p. 286), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

$$N_{tal} = \frac{9.170}{0.625} + (5.862 * 1.50)$$

$$N_{tal} = 23.465$$

$$N_{tal} = 24 \text{ taladros}$$

Aplicando otra fórmula para obtener el número de taladros:

$$N_{Tal} = \sqrt{\text{Ancho de labor} * \text{Altura de labor} * 10}$$

$$N_{Tal} = \sqrt{2.4 * 2.7 * 10}$$

$$N_{tal} = 25.456 \text{ taladros}$$

$$N_{tal} = 26 \text{ taladros}$$

- **Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2)**

$$\phi_2 = \phi_a * \sqrt{N}$$

$$\phi_2 = 0.102 * \sqrt{4}$$

$$\phi_2 = 0.204m$$

- **Longitud de taladro en función del diámetro equivalente**

$$L = 0.15 + 34.1 * \phi_2 - 39.4 * \phi_2^2$$

$$L = 0.15 + 34.1 * (0.204) - 39.4 * (0.204)^2$$

$$L = 5.467 \text{ m}$$

Podemos perforar con una barra de 12 ft = 3.658 m. y la perforación efectiva es de 11 ft como máximo, esto por el diseño del equipo y aspectos geológicos.

- **Avance efectivo de la voladura**

$$L = 0.95 * H$$

$$L = 0.95 * (11 * 0.3048) = 3.185 \text{ m}$$

- **Cálculo de error de perforación (ψ)**

$$\psi = (\alpha * L) + e$$

$$\psi = (0.01 * 3.185) + 0.02 = 0.052$$

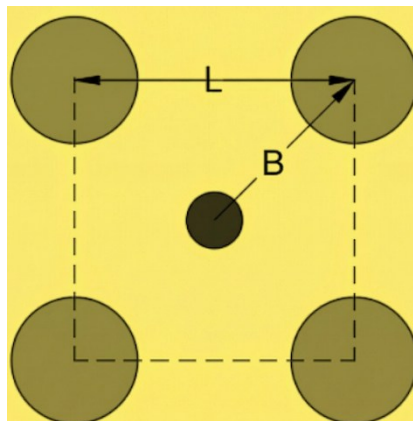
a) Cálculo para el diseño de arranque

Por las características de la roca y para optimizar el avance se diseña un arranque cilíndrico con 4 taladros de alivio con un taladro de producción en el centro del arranque (Rompe boca).

- **Cálculo de distancia de taladro de alivio a taladro de alivio**

El área arrancada en el cuadrante limitado por los taladros de alivio multiplicada por el factor de esponjamiento (E) debe de ser menor al área rimada por los 4 taladros de alivio.

Figura 47. Geometría para el cálculo de distancia de taladro a taladro de alivio



Condición 1:

$$\left[L^2 - \left(\frac{\pi * D^2}{4} \right) \right] \times E \leq 4 \frac{\pi * D^2}{4}$$

Despejando L:

$$L \leq D \sqrt{\left[\frac{\pi(4 + E)}{4E} \right]}$$

Donde:

L = Distancia entre taladros de alivio (m)

D = Diámetro de taladro rimado (m)

E = Factor de esponjamiento (30%)

$$L \leq 0.102 \sqrt{\left[\frac{\pi(4 + 0.3)}{4 * 0.3} \right]}$$

$$L \leq 0.3422 \text{ m}$$

Tomando en cuenta el error de perforación (Ψ).

$$L \leq 0.3422 - 0.052$$

$$L \leq 0.290m$$

- **Cálculo de distancia de taladro rompe boca a taladro de alivio (B)**

Desde la premisa de la condición 1:

Siendo una figura geométrica cuadrado donde L y B forman un triángulo recto con ángulos de 45°, hallamos de la siguiente manera:

$$\begin{aligned} B &= \frac{L}{\sqrt{2}} \\ B &= \frac{0.290}{\sqrt{2}} \\ B &= 0.205m \end{aligned}$$

- **Calculamos burden máximo por principio de longitud de arco**

$$B_{max} = \frac{\pi * \phi_e}{2}$$

$$B_{max} = \frac{3.1416 * 0.204}{2}$$

$$B_{max} = 0.320 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden práctico**

$$B_p = B_{e_{\text{máx}}} - \psi$$

$$B_p = 0.320 - 0.052$$

$$B_p = 0.269 \text{ m}$$

- **Cálculo del ancho de abertura**

$$Aho = (B_{max} - \psi) * \sqrt{2}$$

$$Aho = (0.320 - 0.052) * \sqrt{2}$$

$$Aho = 0.380 \text{ m}$$

- **Cálculo de consumo específico de explosivos "C.E" (fórmula modificada de Ashby)**

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \text{TAN} * \left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.85 * \text{TAN} * \left(\frac{40 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 45}{3.3}}}$$

$$CE = 0.300 \text{ Kg/m}^3$$

- **Cálculo de la constante de roca "C" (método sueco)**

$$C = 0.8784 * CE + 0.052$$

$$C = 0.8784 * 0.300 + 0.052$$

$$C = 0.316 \text{ Kg/m}^3$$

- **Calculo de factor de roca para predecir el grado de fragmentación**

$$A_{F_{roc}} = 96.667 * CE^3 - 138.5 * CE^2 + 75.883 * CE - 4.41$$

$$A_{F_{roc}} = 96.667 * (0.300)^3 - 138.5 * (0.300)^2 + 75.883 * 0.300 - 4.41$$

$$A_{F_{roc}} = 8.502 \text{ Kg/m}^3$$

- **Cálculo de Índice de volabilidad de Lilly**

$$B.I = \frac{CE}{0.004} = \frac{0.300}{0.004} = 75.033$$

- **Cálculo del factor de energía**

$$F.E = 30 * CE = 30 * 0.300 = 9.004 \text{ MJ/ton}$$

- **Cálculo de la densidad de carga en el arranque**

$$q_0 = 55 * \phi_p * \left(\frac{B_e}{\phi_e}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_e}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right)$$

$$q_0 = 55 * 0.045 * \left(\frac{0.320}{0.204}\right)^{1.5} * \left(0.320 - \frac{0.204}{2}\right) * \left(\frac{0.316}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.02}\right)$$

$$q_0 = 0.823 \text{ Kg/m}$$

- **Cálculo de la longitud de taco**

$$L_{taco} = 10 * \phi_p = 10 * 0.045$$

$$L_{taco} = 0.45 \text{ m.}$$

- **Cálculo de longitud de carga en el arranque**

$$L_{carga} = L - L_{taco} = 11 * 0.3048 - 0.45 = 2.903 \text{ m}$$

- **Cálculo del número de cartuchos por taladro**

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque se calcula con la siguiente ecuación:

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}} = \frac{q_0 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso}_{\text{cartucho Emulnor 3000 1 1/4" x 24"}}$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}} = \frac{0.823 * 2.903}{0.521} = 4.588 \approx 5 \text{ unidades/taladro}$$

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el arranque**

$$Q_e = q_0 * L_{\text{carga}}$$

$$Q_e = 0.823 * 2.903 = 2.390 \text{ Kg/taladro}$$

- **Cálculo de predicción de fragmentación (método Kuz-Ram)**

$$X = A_{F_{roc}} * C E^{\frac{4}{5}} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 8.502 * (0.300)^{\frac{4}{5}} * (2.390)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{102} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 4.050 \text{ cm}$$

Esto nos indica que del material roto por la voladura del arranque tendremos en promedio $X = 4.050 \text{ cm}$. de diámetro.

b) Cálculos para el primer cuadrante

- **Cálculo del burden máximo**

$$B_{max1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{max1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.380 * 0.823 * 1.02}{0.045 * 0.316}} \right]$$

$$B_{max1} = 0.417 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden práctico**

$$B_{p1} = (B_{max} - \psi)$$

$$B_{p1} = 0.417 - 0.052 = 0.365 \text{ m}$$

- **Cálculo de ancho de abertura**

$$A_{h1} = \sqrt{2} * \left(B_{p1} + \frac{Aho}{2} \right)$$

$$A_{h1} = \sqrt{2} * \left(0.365 + \frac{0.380}{2} \right)$$

$$A_{h1} = 0.785 \text{ m}$$

- **Cálculo de densidad de carga**

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\max 1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \left[\text{seno} \left(\text{arcotan.} \left(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\max 1^\circ \text{ cuadrante}}} \right) \right) \right]^{1.5}}$$

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.316 * 0.417}{1.02 * \left[\text{seno} \left(\text{arcotan.} \left(\frac{0.380}{2 * 0.417} \right) \right) \right]^{1.5}}$$

$$q_1 = 0.703 \text{ Kg/m}$$

- **Cálculo del número de cartuchos por taladro**

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^\circ = \frac{q_1 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso}_{\text{cartucho Emulnor 3000 1 1/4" x 24"}}$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^\circ = \frac{0.703 * 2.903}{0.521} = 3.917 \approx 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro**

$$Q_{e1} = q_1 * L_{\text{carga}}$$

$$Q_{e1} = 0.703 * 2.903$$

$$Q_{e1} = 2.041 \text{ Kg/taladro}$$

c) Cálculos para el segundo cuadrante

- **Cálculo del burden máximo**

$$B_{\max 2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{max2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.785 * 0.823 * 1.02}{0.045 * 0.316}} \right]$$

$$B_{max2} = 0.600$$

- **Cálculo de burden practico**

$$B_{p2} = B_{max2} - \psi$$

$$B_{p2} = 0.600 - 0.052$$

$$B_{p2} = 0.548 \text{ m}$$

- **Cálculo de ancho de abertura**

$$A_{h2} = \sqrt{2} * \left(B_{p2} + \frac{Ah1}{2} \right)$$

$$A_{h2} = \sqrt{2} * \left(0.548 + \frac{0.785}{2} \right)$$

$$A_{h2} = 1.330 \text{ m}$$

- **Cálculo de densidad de carga**

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max \ 2^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{Anfo} * \left[\text{seno} \left(\text{arcotan.} \left(\frac{A_{h1}}{2 * B_{max \ 2^\circ \text{ cuadrante}}} \right) \right) \right]^{1.5}}$$

$$q_2 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.316 * 0.600}{1.02 * \left[\text{seno} \left(\text{arcotan.} \left(\frac{0.780}{2 * 0.600} \right) \right) \right]^{1.5}}$$

$$q_2 = 0.665 \text{ Kg/m}$$

- **Cálculo del número de cartuchos por taladro**

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \frac{q_2 * L_{carga}}{\text{Peso}_{\text{cartucho Emulnor 3000 1 1/4" x 24"}}$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}} = \frac{0.665 * 2.903}{0.521} = 3.705 \approx 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro**

$$Q_{e2} = q_2 * L_{carga}$$

$$Q_{e2} = 0.665 * 2.903$$

$$Q_{e2} = 1.931 \text{ Kg/taladro}$$

d) Cálculos para el tercer cuadrante

- **Cálculo del burden máximo**

$$B_{max3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{max3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{1.330 * 0.823 * 1.02}{0.045 * 0.316}} \right]$$

$$B_{max3} = 0.780 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden practico**

$$B_{p3} = B_{max3} - \psi$$

$$B_{p3} = 0.780 - 0.052$$

$$B_{p3} = 0.728 \text{ m}$$

- **Cálculo de ancho de abertura**

$$A_{h3} = \sqrt{2} * \left(B_{p3} + \frac{A_{h2}}{2} \right)$$

$$A_{h3} = \sqrt{2} * \left(0.728 + \frac{1.330}{2} \right)$$

$$A_{h3} = 1.970 \text{ m}$$

- **Cálculo de densidad de carga**

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\max 3^{\circ} \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \left[\text{seno} \left(\text{arcotan.} \left(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\max 3^{\circ} \text{ cuadrante}}} \right) \right) \right]^{1.5}}$$

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.316 * 0.780}{1.02 * \left[\text{seno} \left(\text{arcotan.} \left(\frac{1.330}{2 * 0.780} \right) \right) \right]^{1.5}}$$

$$q_3 = 0.672 \text{ Kg/m}$$

- **Cálculo del número de cartuchos por taladro**

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \frac{q_3 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso}_{\text{cartucho Emulnor 3000 1 1/4" x 24"}}$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \frac{0.672 * 2.903}{0.521} = 3.744 \approx 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro**

$$Q_{e3} = q_3 * L_{\text{carga}}$$

$$Q_{e3} = 0.672 * 2.903$$

$$Q_{e3} = 1.951 \text{ Kg/taladro}$$

- **Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes**

$$A_{h3} \leq \sqrt{L}$$

$$1.970 \leq \sqrt{11 * 0.3048}$$

$$1.970m \leq 1.831m$$

Este valor nos indica que estamos por encima de la restricción lo cual significa que no se requiere diseñar más cuadrantes, entonces nos quedamos hasta el segundo cuadrante.

e) Cálculos para taladros de ayuda de corona

- **Cálculo de burden máximo para reajuste de la constante o factor de roca**

$$B \leq 0.6 * L$$

$$B \leq 0.6 * 11 * 0.3048$$

$$B \leq 2.012 \text{ m}$$

$$B \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.05$$

$$B \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = 0.316 + 0.05$$

$$\text{Constante de roca corregida } C' = 0.366 \text{ Kg/m}$$

Para realizar nuestros Cálculos se tiene parámetros que se detallan en la tabla 34.

Datos que nos permiten simplificar y llegar a resultados reales en el diseño de perforación y voladura.

Tabla 34. Constantes y valores de fijación

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de los taladros	Fact. de fijación	Relación. (S/B)
Hacia arriba y horizontalmente	1.450	1.250
Hacia abajo	1.200	1.250
Para taladros de corona		0.800
Para taladros de piso		1.000

Nota. Adaptado de *Manual práctico de voladura* (p. 278), por EXSA S.A., s.f. Copyright s.f. por EXSA S.A.

- **Cálculo de alto disponible para tajeo hacia abajo**

$$H_{\text{Disp Tj (↓)}} = 0.64 * (H_{\text{Túnel}} - A_{\text{h Último cuad.}})$$

$$H_{\text{Disp Tj (↓)}} = 0.64 * (2.7 - 1.330)$$

$$H_{\text{Disp Tj (↓)}} = 0.877 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden máximo**

$$B_{\text{Max}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{Max}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.823 * 0.87}{0.366 * 1.2 * 1.25}}$$

$$B_{\text{Max}} = 1.029 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden práctico**

$$B_{\text{Práct. ay.corona.}} = 0.51 * H_{\text{Disp. tj. (↓)}}$$

$$B_{\text{Práct. ay.corona.}} = 0.51 * 0.877$$

$$B_{\text{Práct. ay.corona.}} = 0.447 \text{ m}$$

- **Cálculo de ancho de abertura**

$$L_{\text{Segm. ay.corona}} = 0.6533 * A_{\text{Túnel}}$$

$$L_{\text{Segm. ay.corona}} = 0.6533 * 2.4$$

$$L_{\text{Segm. ay.corona}} = 1.568 \text{ m}$$

- **Cálculo de espaciamiento de taladros**

$$S_{\text{Ay.corona.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. corona}}$$

$$S_{\text{Ay.corona.}} = 0.3333 * 1.568$$

$$S_{\text{Ay.corona.}} = 0.523 \text{ m}$$

- **Cálculo de N° de taladros**

$$N_{\text{Tal. ay. corona.}}^{\circ} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay.corona}}}{S/B} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. ay. corona.}}^{\circ} = \left(\frac{1.568}{1.25} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. ay. corona.}}^{\circ} = 3.254 \approx 3 \text{ taladros}$$

- **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro**

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \left[\frac{L - L_{\text{taco}}}{L_{\text{cartucho Emulnor 1000 1 1/4" x 16"}}} \right]$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \left[\frac{11'x0.3048 - 0.450}{16''x0.0254} \right]$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = 7.143 \approx 7 \text{ cartuchos}$$

Solo usaremos 6 cartuchos

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro**

$$Q_{e \text{ Ay. Corona}} = (N_{\text{Cartuchos/taladro}} * \text{Peso}_{\text{cartucho Emulnor 1000 1 1/4" x 16" }})$$

$$Q_{e \text{ Ay. Corona}} = (6 * 0.357)$$

$$Q_{e \text{ Ay. Corona}} = 2.142 \text{ Kg/Taladro}$$

- **Cálculo de la densidad de carga**

$$q_{\text{ Ay. Corona}} = \frac{Q_{e \text{ Ay. Corona}}}{L_{\text{carga}}}$$

$$q_{\text{ Ay. Corona}} = \frac{2.142}{2.903}$$

$$q_{\text{ Ay. Corona}} = 0.738 \text{ Kg/m}$$

f) Cálculos para taladros de hastiales

- **Cálculo de presión del taladro con carga acoplada**

$$Pt_{\text{Hastial}} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3}}{8}$$

$$Pt_{\text{Hastial}} = \frac{1.13 * 5800^2 * 10^{-3}}{8}$$

$$Pt_{\text{Hastial}} = 4751.650 \text{ Mpa}$$

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento**

$$Pt_{\text{Hastial}} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left(\frac{D_e}{D_t}\right)^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{\text{Hastial}} = \frac{1.13 * 4500^2 * 10^{-3} * \left(\frac{28.575}{45}\right)^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{\text{Hastial}} = 878.264 \text{ Mpa}$$

$$\frac{D_e}{D_t}: \text{el factor de desacoplamiento es: } \frac{28.575}{45} = 0.635 < 1$$

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento y espaciado**

$$c = \frac{N_{\text{cartuchos}} * L_{\text{cartucho}}}{L_{\text{taladro}}}$$

$$c = \frac{4 * 0.406}{11 * 0.3048} = 0.484$$

$$Pt_{\text{Hastial}} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left[\left(\frac{D_e}{D_t} \right) * \sqrt{c} \right]^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{\text{Hastial}} = \frac{1.13 * 4500^2 * 10^{-3} * \left[\left(\frac{28.575}{45} \right) * \sqrt{0.484} \right]^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{\text{Hastial}} = 341.920 \text{ Mpa}$$

- **Cálculo de espaciamiento en hastial**

$$S_{\text{Hastial}} = K * \emptyset_0$$

$$S_{\text{Hastial}} = 15 * 0.045$$

$$S_{\text{Hastial}} = 0.675 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden máximo**

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{(\text{Max.hastial})} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{(\text{Max.hastial})} = \frac{0.675}{0.80}$$

$$B_{(\text{Max.hastial})} = 0.844 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden práctico**

$$B_{\text{Práct. hastial}} = B_{\text{Max. hastial}} - L_{\text{seno}} - \psi$$

$$B_{\text{Práct. hastial}} = 0.844 - 11 * 0.3048 * \text{seno}(3) - 0.052$$

$$B_{\text{Práct. hastial}} = 0.616 \text{ m}$$

- **Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros**

$$H_{\text{Disp. hast.}} = H_{\text{Túnel}} - r$$

$$H_{\text{Disp. hast.}} = 2.7 - 1.20$$

$$H_{\text{Disp. hast.}} = 1.500 \text{ m}$$

- **Cálculo de N° de taladros cargados**

$$N_{\text{Tal. hast.}}^{\circ} = \left(\frac{H_{\text{Disp. hast.}}}{S/B} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. hast.}}^{\circ} = \left(\frac{1.5}{1.25} \right) + 2$$

$$N_{\text{Tal. hast.}}^{\circ} = 3.2 \text{ taladros} \approx 4 \text{ taladros}$$

- **Cálculo del número de taladros sin cargar**

$$N_{\text{taladros vacíos}} = N_{\text{taladros cargados}} - 2$$

$$N_{\text{taladros vacíos}} = 2$$

- **Cálculo del número total de taladros**

$$N_{\text{total de taladros}} = N_{\text{taladros cargados}} + N_{\text{taladros vacíos}}$$

$$N_{\text{total de taladros}} = 4 + 2 = 6 \text{ taladros}$$

- **Cálculo de ancho de abertura**

$$A_h \text{ Hast.} = H_{\text{Disp. hast.}}$$

$$A_h \text{ Hast.} = 1.5 \text{ m}$$

- **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro**

En los hastiales vamos a espaciar los cartuchos a 0.30m, además se usará taco de 0.30m

$$L_{\text{taco}} = 0.30 \text{ m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 11' \times 0.3048 - 0.30 = 3.053 \text{ m}$$

$$\text{Espaciamiento}_{\text{aire}} = 0.30 \text{ m}$$

$$L_{\text{carga}} = (N \times L_{\text{cartucho}}) + ((N - 1) \times E_{\text{aire}})$$

$$3.053 = (N \times 16' \times 0.0254) + ((N - 1) \times 0.30)$$

$$N = 4.750 \approx 5 \text{ cartuchos}$$

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro**

$$Q_{eHastial} = (N_{\text{Cartuchos/taladro}} * \text{Peso}_{\text{cartucho Emulnor 1000 1 1/8" x 16" }})$$

$$Q_{eHastial} = (5 * 0.284)$$

$$Q_{eHastial} = 1.420 \text{ Kg/Taladro}$$

- **Cálculo de la densidad de carga**

$$q_{\text{Hastial}} = \frac{Q_e}{L_{\text{carga}}}$$

$$q_{\text{Hastial}} = \frac{1.420}{2.903}$$

$$q_{\text{Hastial}} = 0.489 \text{ Kg/m}$$

g) Cálculos para taladros de corona o techo

Como se va a realizar voladura controlada (smooth blasting) vamos a usar el explosivo de menor densidad (Emulnor 500 1 1/8" x 12"), desacoplado y espaciado con tubos pvc seccionados(caña).

Tabla 35. Especificaciones técnicas de los explosivos

CARACTERISTICAS TECNICAS					
	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

Nota. Adaptado de *Ficha Técnica: Guías de Seguridad Famesa* (p. 5), por Famesa Explosivos S.A., s.f.

- **Cálculo de presión del taladro con carga acoplada**

$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3}}{8}$$

$$Pt_{corona} = \frac{0.90 * 4400^2 * 10^{-3}}{8}$$

$$Pt_{corona} = 2178.125 \text{ Mpa}$$

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento**

$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left(\frac{D_e}{D_t}\right)^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{corona} = \frac{0.90 * 3500^2 * 10^{-3} * \left(\frac{28.575}{45}\right)^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{corona} = 423.156 \text{ Mpa}$$

$$\frac{D_e}{D_t}: \text{ el factor de desacoplamiento es: } \frac{28.575}{45} = 0.635 < 1$$

- **Cálculo de presión de taladro efectiva debido al desacoplamiento y espaciado**

$$c = \frac{N_{\text{cartuchos}} * L_{\text{cartucho}}}{L_{\text{taladro}}}$$

$$c = \frac{4 * 0.305}{11 * 0.3048}$$

$$c = 0.364$$

$$Pt_{corona} = \frac{\delta_e * VOD^2 * 10^{-3} * \left[\left(\frac{D_e}{D_t}\right) * \sqrt{c}\right]^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{corona} = \frac{0.90 * 3500^2 * 10^{-3} * \left[\left(\frac{28.575}{45}\right) * \sqrt{0.364}\right]^{2.6}}{8}$$

$$Pt_{corona} = 113.745 \text{ Mpa}$$

- **Cálculo de espaciado entre taladros**

$$S_{Corona} = K * \phi_0$$

$$S_{Corona} = 15 * 0.045$$

$$S_{Corona} = 0.675 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden máximo**

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{(Max.corona)} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{(Max.corona)} = \frac{0.675}{0.80}$$

$$B_{(Max.corona)} = 0.844 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden práctico**

$$B_{Práct. corona} = B_{Max. corona} - Lseno\gamma - \psi$$

$$B_{Práct. corona} = 0.844 - 11 * 0.3048 * \text{seno}(3) - 0.052$$

$$B_{Práct. corona} = 0.616 \text{ m}$$

- **Cálculo de la longitud de arco del túnel**

$$L_{arco corona} = \pi * \text{Radio de baul del túnel}$$

$$L_{arco corona} = \pi * 1.20$$

$$L_{arco corona} = 3.770 \text{ m}$$

- **Cálculo del número de taladros cargados**

$$N_{taladro cargado} = \frac{L_{arco}}{S} + 1$$

$$N_{taladro cargado} = \frac{3.770}{0.675} + 1$$

$$N_{taladro cargado} = 6.585 \approx 7 \text{ taladros}$$

- **Cálculo del número de taladros sin cargar**

$$N_{taladros vacíos} = N_{taladros cargados} - 1$$

$$N_{taladros vacíos} = 7 - 1$$

$$N_{taladros vacíos} = 6 \text{ taladros}$$

- **Cálculo del número total de taladros**

$$N_{total\ de\ taladros} = N_{taladros\ cargados} + N_{taladros\ vacíos}$$

$$N_{total\ de\ taladros} = 7 + 6 = 13\ taladros$$

- **Cálculo de la densidad de carga explosiva**

$$q_{Corona} = 90 * \phi_p^2$$

$$q_{Corona} = 90 * 0.045^2$$

$$q_{Corona} = 0.182\ Kg/m$$

- **Cálculo de numero de cartuchos de explosivo**

En la corona vamos a espaciar los cartuchos a 0.40m, además se usará taco de 0.30m

$$L_{taco} = 0.30\ m$$

$$L_{Carga} = 11'x0.3048 - 0.30 = 3.053\ m$$

$$Espaciamiento_{aire} = 0.30\ m$$

$$N_{Cartuchos/taladro}^{\circ} = \frac{q_{Corona} * L_{Carga}}{Peso_{cartucho\ Emulnor\ 500\ 1\ 1/8" \times 12"}}$$

$$N_{Cartuchos/taladro}^{\circ} = \frac{0.182 * 3.053}{0.164}$$

$$N_{Cartuchos/taladro}^{\circ} = 3.388 \approx 4\ cartuchos/taladro$$

Se usará 05 cartuchos por taladro

- **Cálculo de la masa de explosivo utilizado por taladro**

$$Q_e\ Corona = (q_{corona} * L_{carga})$$

$$Q_e\ Corona = (0.182 * 2.903)$$

$$Q_e\ Corona = 0.529\ Kg/ taladro$$

h) Cálculos para taladros de arrastre o piso

- **Cálculo de burden máximo**

$$B_{MaxArra} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{MaxArra} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.823 * 1.02}{0.366 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{MaxArra} = 1.130 \text{ m}$$

- **Cálculo del burden práctico**

$$B_{Práct. Arrastre} = B_{Max. Arrastre} - L \text{seno} \gamma - \psi$$

$$B_{Práct. Arrastre} = 1.130 - 11 * 0.3048 * \text{seno}(3) - 0.052$$

$$B_{Práct. Arrastre} = 0.900 \text{ m}$$

- **Cálculo de N° de taladros**

$$N^{\circ} \text{Tal. Arrastre.} = \left(\frac{A_{Túnel.} + 2L * \text{seno}(\gamma)}{B_{Max. arrast.} * S/B} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{Tal. Arrastre.} = \left(\frac{2.4 + 2 * 11 * 0.3048 * \text{seno}(3)}{1.130 * 1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{Tal. Arrastre.} = 3.948 \approx 4 \text{ taladros}$$

- **Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales)**

$$S_{\text{Tal. Arrastre.}} = \frac{A_{Túnel} + 2 * L * \text{seno}(\gamma)}{N^{\circ}_{\text{Tal. Arrast.}} - 1}$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre.}} = \frac{2.4 + 2 * 11 * 0.3048 * \text{seno}(3)}{4 - 1}$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre.}} = 0.917 \text{ m}$$

- **Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas)**

$$S_{\text{Tal. arrastre.esquinas.}} = 0.97 - (A_{Túnel} * \text{seno}(\gamma))$$

$$S_{\text{Tal. arrastre.esquinas.}} = 0.97 - (2.4 * \text{seno}(3))$$

$$S_{\text{Tal. arrastre.esquinas.}} = 0.844 \text{ m}$$

- **Cálculo de ancho de abertura**

$$A_h \text{ Arrastre.} = A_{Túnel}$$

$$A_h \text{ Arrastre.} = 2.4 \text{ m}$$

- **Cálculo de la densidad de carga**

$$q_{\text{Arrastre.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. arrast.}}}{RWS_{\text{ANFO.}} * \text{seno} \left(\text{arcotang.} \left(\frac{A_h \text{ Arrast.}}{2 * B_{\text{Max. arrast.}}} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{\text{Arrastre.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.366 * 1.130}{1.02 * \text{seno} \left(\text{arcotang.} \left(\frac{2.4}{2 * 1.130} \right)^{1.5} \right)}$$

$$q_{\text{Arrastre.}} = 0.810 \text{ Kg/m}$$

- **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro**

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \frac{q_{\text{Tal. arrast.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso}_{\text{cartucho Emulnor 3000 1 1/4" x 24"}}$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = \frac{0.810 * 2.903}{0.521}$$

$$N_{\text{Cartuchos/taladro}}^{\circ} = 4.513 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

- **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro**

$$Q_{\text{e Arrast.}} = q_{\text{Tal. arrast.}} * L_{\text{Carga}}$$

$$Q_{\text{e Arrast.}} = 0.810 * 2.903$$

$$Q_{\text{e Arrast.}} = 2.351 \text{ Kg}$$

4.1.5.1. Resumen de distribución de taladros

Tabla 36. Resumen de distribución de taladros

Resumen de distribución de taladros (valor teórico)					
DESCRIPCIÓN	BURDEN PRÁCTICO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	DIAMETRO DE TALADRO (mm)	N.º DE TALADROS SIN CARGA	N.º DE TALADROS CARGADOS
TAL. ALIVIO					
DE	0.205	0.290	102		1
ARRANQUE				4	
TAL.	0.269	0.38	45		4
ARRANQUE					
TAL. 1º	0.365	0.785	45	0	4
CUADRANTE					
TAL. 2º	0.548	1.33	45	0	4
CUADRANTE					
TAL. AYUDA	0.447	0.523	45	0	3
DE CORONA					
TAL.	0.616	0.675	45	2	4
HASTIALES					
TAL. CORONA	0.616	0.675	45	6	7
TAL.	0.9	0.917 / 0.844	45	0	4
ARRASTRES					
TOTAL					
TALADS.				12	31
PERFORADOS					

4.1.5.2. Resumen de distribución de la columna explosiva

Tabla 37. Resumen de distribución de la columna explosiva

Resumen de distribución de la columna explosiva												
DESCRIPCIÓN	DENSIDAD DE CARGA LINEAL (Kg/m)	PESO/CART. (Kg)	CART./TAL.	Kg./TAL.	EM- 3000 1 1/4x24 (Und.)	EM- 3000 1 1/4x24 (Kg.)	EM- 1000 1 1/4x16 (Und.)	EM- 1000 1 1/4x16 (Kg.)	EM- 1000 1 1/8x16 (Und.)	EM- 1000 1 1/8x16 (Kg.)	EM-500 1 1/8x12 (Und.)	EM-500 1 1/8x12 (Kg.)
TAL. ARRANQUE	0.823	0.521	5	2.39	25	13.025	-	-	-	-	-	-
TAL. 1° CUADRANTE	0.703	0.521	4	2.041	16	8.336	-	-	-	-	-	-
TAL. 2° CUADRANTE	0.665	0.521	4	1.931	16	8.336	-	-	-	-	-	-
AYUDA DE CORONA	0.738	0.357	6	2.142	-	-	18	6.426	-	-	-	-
TAL. HASTIALES	0.489	0.284	5	1.420	-	-	-	-	20	5.680	-	-
TAL. CORONA	0.182	0.164	5	0.529	-	-	-	-	-	-	35	5.740
TAL. ARRASTRES	0.810	0.521	4	2.351	16	8.336	-	-	-	-	-	-
SUBTOTAL EXPLOSIVOS			31	12.804	73	38.033	18	6.426	20	5.680	35	5.740
TOTAL EXPLOSIVOS												55.879 Kg

Figura 48. Malla de perforación y esquema de carguío para voladura controlada



4.1.6. Porcentaje de sobrerotura con voladura controlada

Tabla 38. Porcentaje de sobrerotura con voladura controlada

Fecha	Guardia	Labor	Nivel	Zona	Jumbo	Tipo de Disparo	Sección programada		Sección ejecutada		Avance por disparo		Volumen		Sobrerotura (%)	Sobrerotura permitida
							Ancho (m)	Alto (m)	Ancho (m)	Alto (m)	programado (m)	ejecutado (m)	programado (m3)	ejecutado (m3)		
15/02/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.1	19.9	20.9	5%	10%
16/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.8	3.11	2.9	19.1	21.0	10%	10%
17/02/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.0	19.5	20.2	4%	10%
18/02/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	2.9	19.1	20.1	5%	10%
19/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.0	19.6	20.5	5%	10%
20/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.0	19.7	20.3	3%	10%
21/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.8	3.11	3.0	19.4	21.4	10%	10%
22/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.7	3.11	3.0	19.5	21.2	8%	10%
23/02/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.1	19.8	20.8	5%	10%
24/02/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.7	3.11	3.0	19.5	20.2	4%	10%
25/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	2.9	19.0	20.4	7%	10%
26/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	3.0	19.7	21.0	7%	10%
27/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.8	3.11	3.0	19.6	22.1	12%	10%
28/02/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	3.0	19.3	21.1	9%	10%
1/03/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.0	19.2	20.1	5%	10%
2/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.7	3.11	3.0	19.5	20.0	2%	10%
3/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.7	3.11	3.0	19.1	20.6	8%	10%
4/03/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	2.9	18.9	20.2	7%	10%
5/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.0	19.4	20.5	6%	10%
6/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	2.9	19.1	20.0	5%	10%
7/03/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.7	3.11	3.1	19.9	20.6	4%	10%
8/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.8	3.11	3.0	19.2	21.1	10%	10%
9/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.7	3.11	3.1	19.8	21.2	7%	10%
10/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	3.1	19.8	21.0	6%	10%
11/03/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.6	2.7	3.11	2.9	18.9	20.8	10%	10%
12/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	3.0	19.5	20.8	7%	10%
13/03/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.7	3.11	3.0	19.6	19.9	2%	10%
14/03/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.7	3.11	3.0	19.2	20.2	5%	10%
15/03/2026	D	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.5	2.8	3.11	3.0	19.2	20.6	7%	10%
16/03/2026	N	XC-9980 - NW	2220	Valeria V	Boomer S1D	Frente	2.4	2.7	2.4	2.8	3.11	2.9	18.8	19.6	4%	10%

Nota. Adaptado de Levantamiento Topográfico Febrero y Marzo, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Topografía.

4.1.7. Resumen de KPIs con voladura controlada

Tabla 39. Resumen de KPIs con voladura controlada

Fecha	Disparo	Explosivo(Kg)	Ancho Programado (m)	Alto Programado(m)	Ancho Ejecutado(m)	Alto Ejecutado(m)	Long. Barreno (m)	Long. Perforacion (m)	Eficiencia de Perforacion(%)	Avance programado (m)	Avance ejecutado (m)	Eficiencia de Avance (%)	Factor de Avance (Kg/m)	Volumen programado (m3)	Volumen ejecutado (m3)	Factor de Carga (Kg/m3)
15/02/2026	1	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3.1	93%	18.03	19.9	20.9	2.81
16/02/2026	2	55.88	2.4	2.7	2.6	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	2.9	87%	19.27	19.1	21	2.93
17/02/2026	3	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.5	20.2	2.87
18/02/2026	4	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	2.9	87%	19.27	19.1	20.1	2.93
19/02/2026	5	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.6	20.5	2.85
20/02/2026	6	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.7	20.3	2.84
21/02/2026	7	55.88	2.4	2.7	2.6	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.4	21.4	2.88
22/02/2026	8	55.88	2.4	2.7	2.6	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.5	21.2	2.87
23/02/2026	9	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3.1	93%	18.03	19.8	20.8	2.82
24/02/2026	10	55.88	2.4	2.7	2.5	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.5	20.2	2.87
25/02/2026	11	55.88	2.4	2.7	2.5	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	2.9	87%	19.27	19	20.4	2.94
26/02/2026	12	55.88	2.4	2.7	2.5	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.7	21	2.84
27/02/2026	13	55.88	2.4	2.7	2.6	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.6	22.1	2.85
28/02/2026	14	55.88	2.4	2.7	2.5	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.3	21.1	2.90
1/03/2026	15	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.2	20.1	2.91
2/03/2026	16	55.88	2.4	2.7	2.4	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.5	20	2.87
3/03/2026	17	55.88	2.4	2.7	2.6	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.1	20.6	2.93
4/03/2026	18	55.88	2.4	2.7	2.5	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	2.9	87%	19.27	18.9	20.2	2.96
5/03/2026	19	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.4	20.5	2.88
6/03/2026	20	55.88	2.4	2.7	2.5	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	2.9	87%	19.27	19.1	20	2.93
7/03/2026	21	55.88	2.4	2.7	2.4	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3.1	93%	18.03	19.9	20.6	2.81
8/03/2026	22	55.88	2.4	2.7	2.6	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.2	21.1	2.91
9/03/2026	23	55.88	2.4	2.7	2.5	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3.1	93%	18.03	19.8	21.2	2.82
10/03/2026	24	55.88	2.4	2.7	2.5	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3.1	93%	18.03	19.8	21	2.82
11/03/2026	25	55.88	2.4	2.7	2.6	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	2.9	87%	19.27	18.9	20.8	2.96
12/03/2026	26	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.5	20.8	2.87
13/03/2026	27	55.88	2.4	2.7	2.4	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.6	19.9	2.85
14/03/2026	28	55.88	2.4	2.7	2.5	2.7	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.2	20.2	2.91
15/03/2026	29	55.88	2.4	2.7	2.5	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	3	90%	18.63	19.2	20.6	2.91
16/03/2026	30	55.88	2.4	2.7	2.4	2.8	3.66	3.35	92%	3.11	2.9	87%	19.27	18.8	19.6	2.97
Promedio		55.88	2.4	2.7	2.48	2.77	3.66	3.35	92%	3.11	3.0	90%	18.68	19.39	20.61	2.88

Para garantizar la representatividad de la investigación a lo largo del dominio geomecánico de la Zona Valeria V, se cuantificó la longitud exacta excavada con cada método de perforación y voladura. De acuerdo con el estudio geomecánico de la labor, el Crucero XC-9980-NW tiene un programa de avance total de 350 metros lineales.

A partir de los levantamientos topográficos de los 60 disparos monitoreados, se determinó una longitud de prueba total de 177.0 metros, lo cual representa el 50.57% de la labor completa. Esta muestra representativa se dividió operativamente de la siguiente manera:

- Avance con Voladura Convencional: Durante la primera etapa de evaluación (30 disparos), se alcanzó un avance longitudinal acumulado de 87.2 metros. Esta distancia representa el 49.27% del tramo total evaluado y cubrió el 24.91% del programa total del crucero .
- Avance con Voladura Controlada (Smooth Blasting): Tras la implementación del diseño optimizado de malla (30 disparos), se logró un avance longitudinal acumulado de 89.8 metros. Esta distancia abarca el 50.73% del tramo total evaluado y el 25.66% del programa total del crucero.

Para una mejor visualización de estos parámetros operativos, se presenta la siguiente tabla resumen:

Tabla 40. Resumen de longitud de avance y porcentaje de excavación por método

Método de Voladura	N° de Disparos	Avance Ejecutado (m)	% respecto a la muestra evaluada	% respecto al crucero total (350 m)
Convencional	30	87.2 m	49.27 %	24.91 %
Controlada (Smooth Blasting)	30	89.8 m	50.73 %	25.66 %
TOTAL EVALUADO	60	177.0 m	100.00 %	50.57 %

4.1.8. Factor de media caña visibles

Figura 49. Media cañas visibles después de la voladura



$$FMC = \left(\frac{\text{Longitud de medias cañas visibles}}{\text{Longitud total perforada en el contorno}} \right) \times 100$$

Longitud de perforación por taladro: 3.35 m.

Taladros de Corona: 13 taladros en total (6 cargados y 7 vacíos).

Taladros de Hastiales: 6 taladros en total (4 cargados y 2 vacíos).

Suma de taladros en el contorno: 19 taladros.

Tabla 41. Reporte de media cañas visibles

Zona del Contorno	Identificación de Taladro	Long. Perforada (m)	Media Caña Visible (m)	Observaciones de Campo
Corona	C-1	3.35	2.80	Conservación adecuada
	C-2	3.35	3.00	Conservación adecuada
	C-3	3.35	2.20	Ligera sobrerotura
	C-4	3.35	2.70	Conservación adecuada
	C-5	3.35	1.50	Moderada sobrerotura localizada
	C-6	3.35	2.50	Conservación adecuada
	C-7	3.35	3.10	Óptima conservación
	C-8	3.35	2.40	Conservación adecuada
	C-9	3.35	1.80	Moderada sobrerotura
	C-10	3.35	2.80	Conservación adecuada
	C-11	3.35	3.15	Óptima conservación
	C-12	3.35	2.40	Conservación adecuada
	C-13	3.35	2.10	Ligera sobrerotura
Subtotal Corona	13 Taladros	43.55 m	32.45 m	
Hastiales	H-1	3.35	2.90	Conservación adecuada
	H-2	3.35	0.50	Alta sobrerotura
	H-3	3.35	2.10	Ligera sobrerotura
	H-4	3.35	2.80	Conservación adecuada
	H-5	3.35	0.50	Alta sobrerotura
	H-6	3.35	2.60	Conservación adecuada
Subtotal Hastiales	6 Taladros	20.10 m	11.40 m	
TOTAL	19 Taladros	63.65 m	43.85 m	

$$FMC = \left(\frac{43.85}{19 \times 3.35} \right) \times 100$$

FMC = 68.89 %

El Factor de Media Caña obtenido de 68.89% refleja un desempeño clasificado como Bueno, evidenciando que la aplicación del método de smooth blasting logró proteger significativamente la estabilidad de la corona y los hastiales.

4.1.9. Comparativa de resultados entre la voladura convencional y la voladura controlada

Figura 50. Comparativo de la sobreexcavación por disparo aplicando voladura controlada en el cruceo XC-9980 - NW

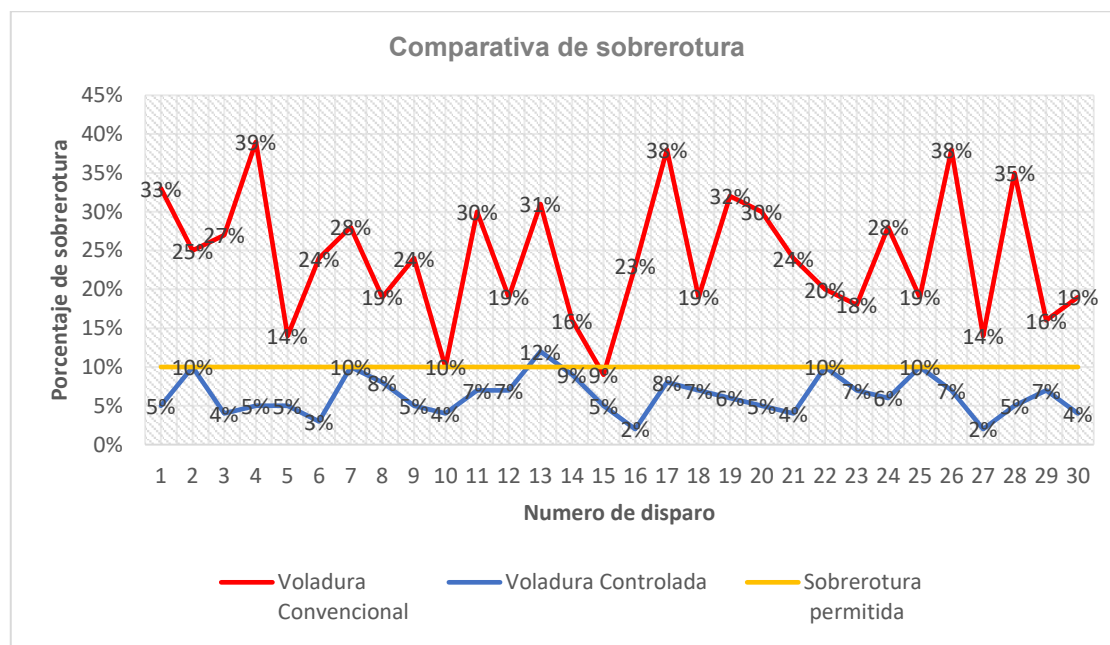
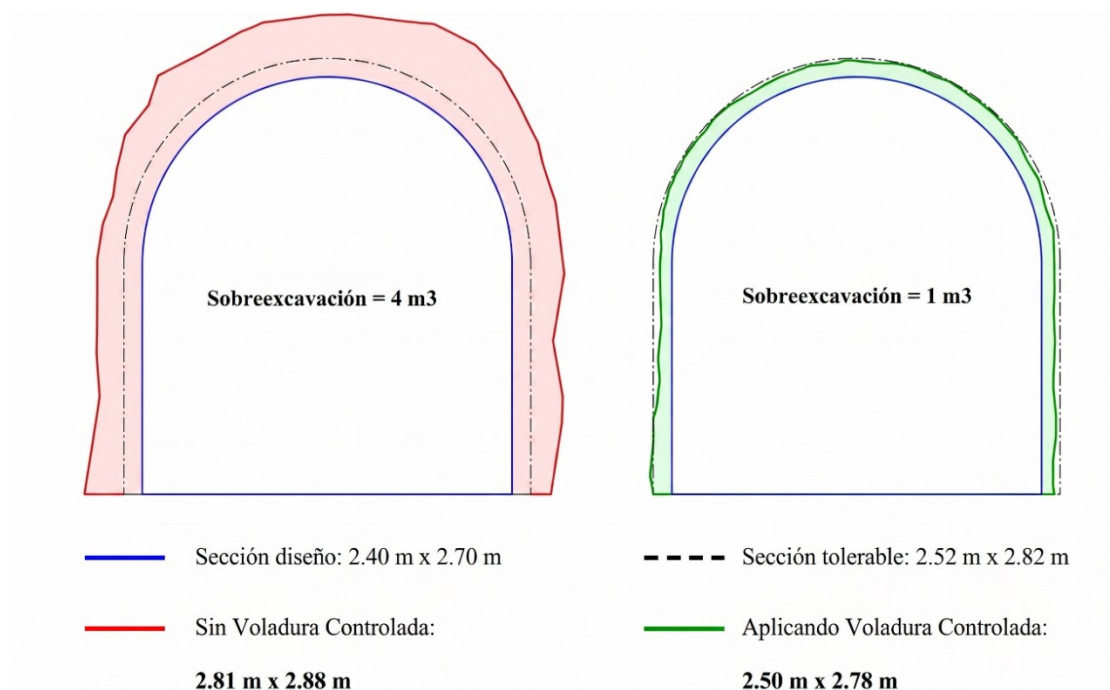
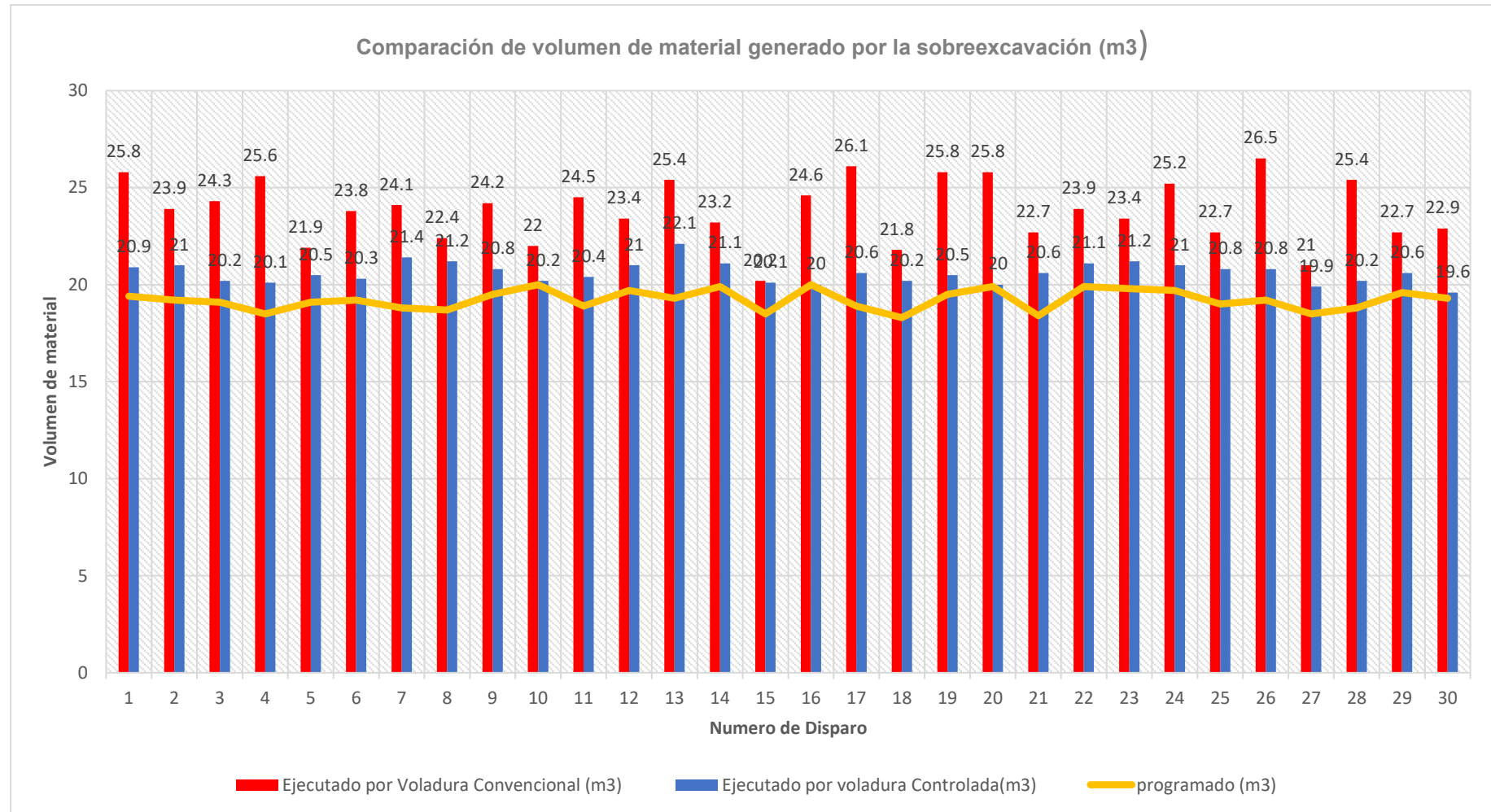


Figura 51. Comparativo de perfil de excavación resultante aplicando voladura controlada en el XC-9980 - NW



Nota. Adaptado de *Levantamiento Topográfico de secciones*, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Topografía.

Figura 52. Comparativo de volumen generado por sobreexcavacion



Estadísticos Descriptivos de la Sobrerotura

En esta sección se detallan las medidas de tendencia central y de dispersión para la variable sobrerotura (%) obtenida bajo las dos metodologías de voladura aplicadas en la zona Valeria. En la Figura 53 se presentan los valores estadísticos que permiten comparar el desempeño operativo de ambos métodos.

Figura 53. Comparativa de resultados estadísticos de voladura convencional y controlada

Descriptivos			Estadístico	Error estándar
Sobrerotura Voladura Convencional	Media		24.0333%	1.50591%
	95% de intervalo de confianza para la media	Límite inferior	20.9534%	
		Límite superior	27.1133%	
	Media recortada al 5%		24.0370%	
	Mediana		24.0000%	
	Varianza		68.033	
	Desv. estándar		8.24823%	
	Mínimo		9.00%	
	Máximo		39.00%	
	Rango		30.00%	
	Rango intercuartil		11.50%	
	Asimetría		.140	.427
	Curtosis		-.772	.833
Sobrerotura Voladura Controlada (%)	Media		6.3000%	0.46026%
	95% de intervalo de confianza para la media	Límite inferior	5.3587%	
		Límite superior	7.2413%	
	Media recortada al 5%		6.2593%	
	Mediana		6.0000%	
	Varianza		6.355	
	Desv. estándar		2.52095%	
	Mínimo		2.00%	
	Máximo		12.00%	
	Rango		10.00%	
	Rango intercuartil		3.25%	
	Asimetría		.370	.427
	Curtosis		-.385	.833

Voladura Convencional

Los resultados para la malla convencional muestran una media aritmética de **24.03%** de sobrerotura. Se observa una variabilidad considerable en los datos, con una desviación estándar de **8.25%** y un rango que oscila entre un mínimo de **9.00%** y un

máximo de **39.00%**. La proximidad entre la media (24.03%) y la mediana (24.00%) sugiere una distribución equilibrada de los errores de excavación en este grupo.

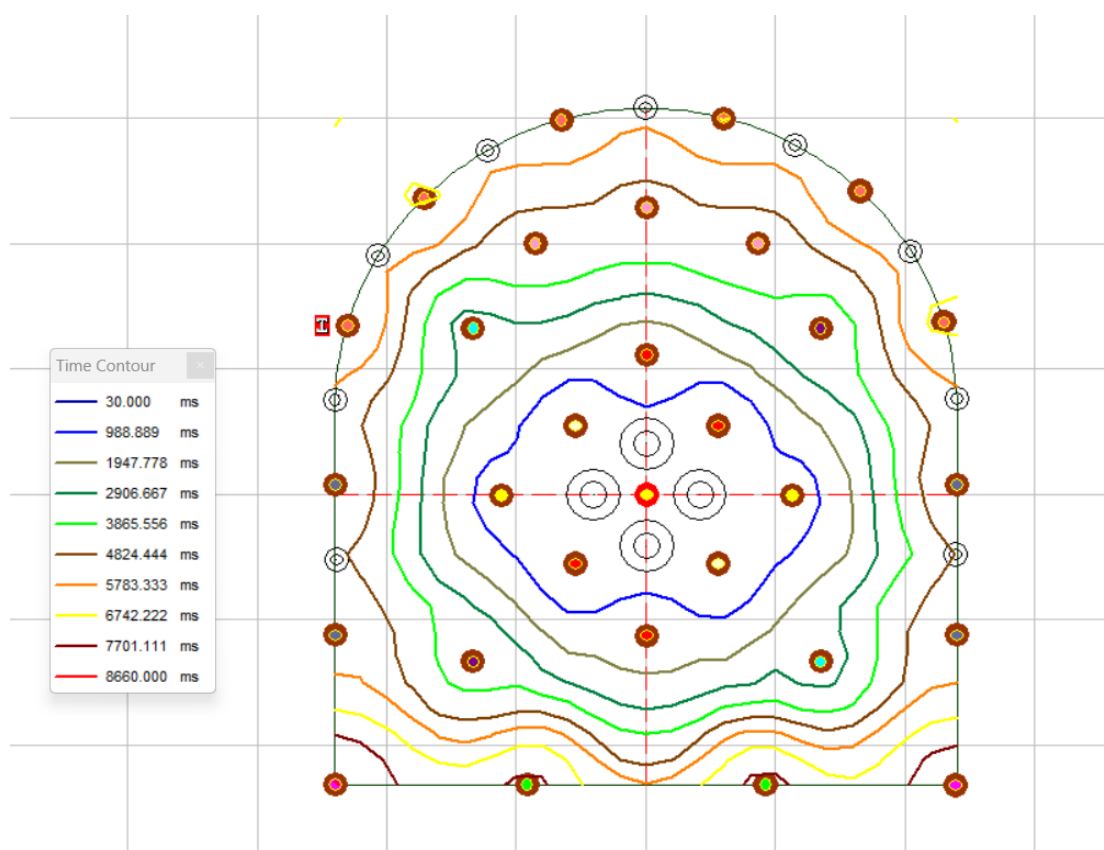
Voladura Controlada (smooth blasting)

Tras la implementación del diseño optimizado, la media de sobrerotura se redujo significativamente a 6.30%. Además de la reducción en el promedio, se observa una mayor precisión operativa, ya que la desviación estándar descendió a 2.52%, con valores extremos mucho más controlados que varían entre el 2.00% y el 12.00%.

4.1.10. Simulación de resultados de malla de perforación y voladura controlada con software JK SIMBLAST 2D FACE

4.1.10.1. Línea de isotiempos

Figura 54. Gráfica de Isovalores en JK Simblast 2D Face



Análisis de la Secuencia de Iniciación y Contornos de Tiempo (Isocronas)

Para validar la correcta interacción temporal de las cargas explosivas, se generó el mapa de contornos de tiempo (isocronas) mediante el software JK SimBlast 2D Face. Este modelo gráfico representa la propagación temporal de la detonación a través del

frente de la labor, confirmando que la secuencia de salida diseñada evita el confinamiento prematuro de la roca y minimiza la sobrerotura.

De acuerdo con el diseño establecido, la malla de perforación utiliza un sistema de iniciación mixto compuesto por fulminantes no eléctricos Fanel MS (milisegundos) y LP (periodo largo). El análisis de las isocronas confirma el cumplimiento de los siguientes principios geomecánicos y operativos:

1. **Formación de la Cara Libre Inicial (Zona de Arranque):** En el núcleo de la malla, representado por los contornos de color azul oscuro y claro, se concentran los tiempos de detonación más cortos, variando desde los 30 ms hasta aproximadamente 1000 ms. Esta configuración temporal con fulminantes MS garantiza una liberación rápida y violenta de la energía confinada, fracturando y expulsando la roca hacia los taladros de alivio vacíos para conformar la primera cara libre efectiva.

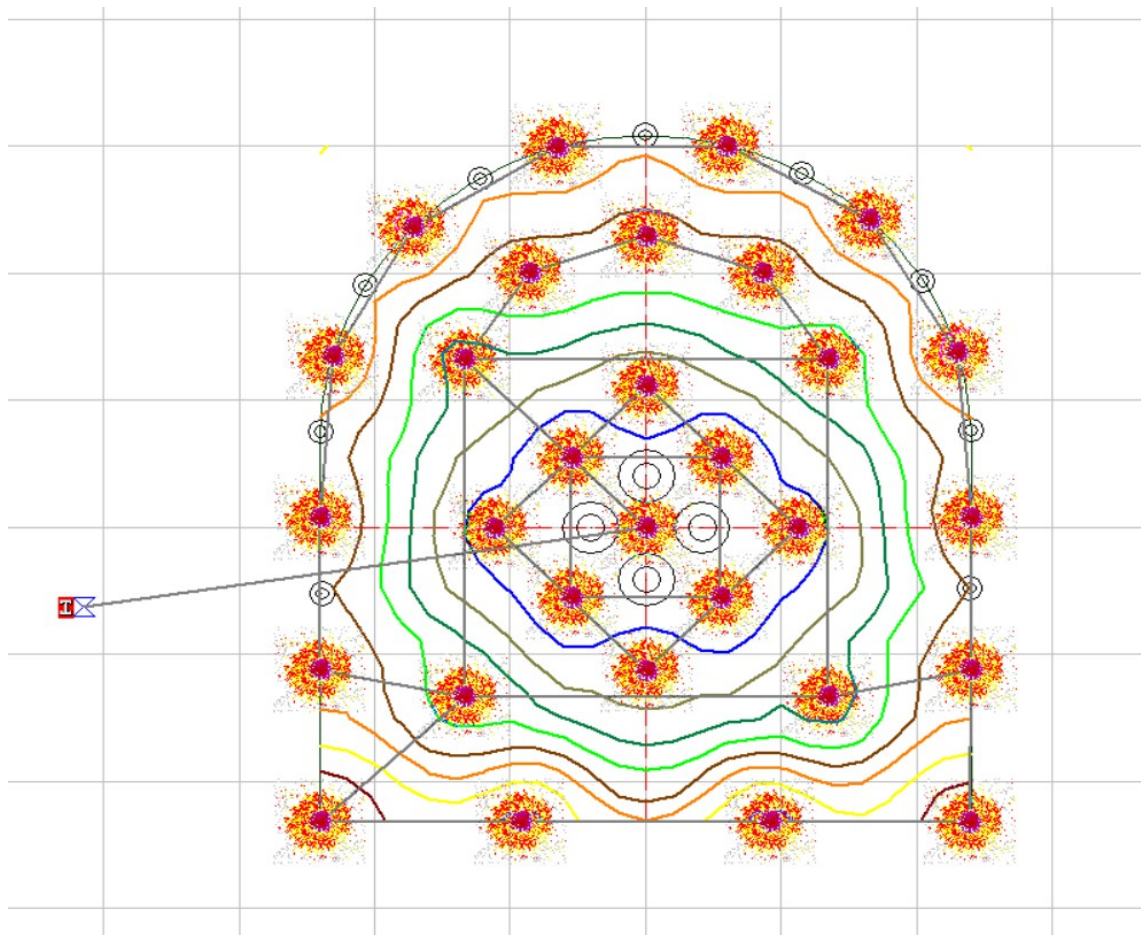
2. **Desplazamiento y Esponjamiento (Zona de Producción):** A medida que los contornos se expanden hacia el exterior (líneas verdes y marrones, en el rango de 1900 ms a 4800 ms), se activan los taladros correspondientes a los cuadrantes y las ayudas. El mapa evidencia un crecimiento concéntrico y ordenado. Estos tiempos de retardo intermedios proporcionan los milisegundos físicos necesarios para que la roca fragmentada se desplace y se esponje hacia el vacío central previamente creado por el arranque, evitando el "congelamiento" del disparo y el consecuente daño por vibración excesiva hacia el macizo rocoso.

3. **Control Perimetral y Bóveda (Zona de Contorno):** En la periferia de la excavación (líneas anaranjadas, amarillas y rojas), la detonación se retrasa significativamente, alcanzando tiempos de salida entre los 5700 ms y 8660 ms mediante el uso de fulminantes LP. Esta separación temporal holgada asegura que, al momento de detonar los taladros espaciados y desacoplados de la corona y los hastiales, la mayor parte del volumen interno de la labor ya haya sido evacuado. Al no encontrar resistencia lateral, la energía explosiva del Emulnor 500 se limita a realizar un corte limpio por tracción, esculpiendo el perfil del túnel XC-9980 - NW y mitigando drásticamente el 39% de sobrerotura histórica.

En consecuencia, el tiempo total en el que se desarrolla y completa toda la voladura del frente es de aproximadamente 8.66 segundos. Este lapso garantiza una evacuación escalonada y secuencial del material rocoso, otorgando el tiempo físico necesario para el desplazamiento y esponjamiento del desmonte sin generar superposición de ondas de choque, lo cual minimiza el riesgo de tiros cortados y asegura la conformación final de la sección del crucero.

4.1.10.2. Simulación de la secuencia de detonación

Figura 55. Detonación de taladros en JK Simblast 2D Face



Verificación de la Red de Iniciación

Para confirmar la viabilidad operativa del diseño de amarre, se empleó el módulo *Detonation Simulation* del software JK SimBlast. Esta herramienta rastrea el recorrido de la señal de iniciación a través de la red de tubos de choque Fanel.

Como se observa en la figura 55, el modelo confirma la ignición exitosa (halos de detonación) en el 100% de los taladros de la malla. Esta simulación visual demuestra que:

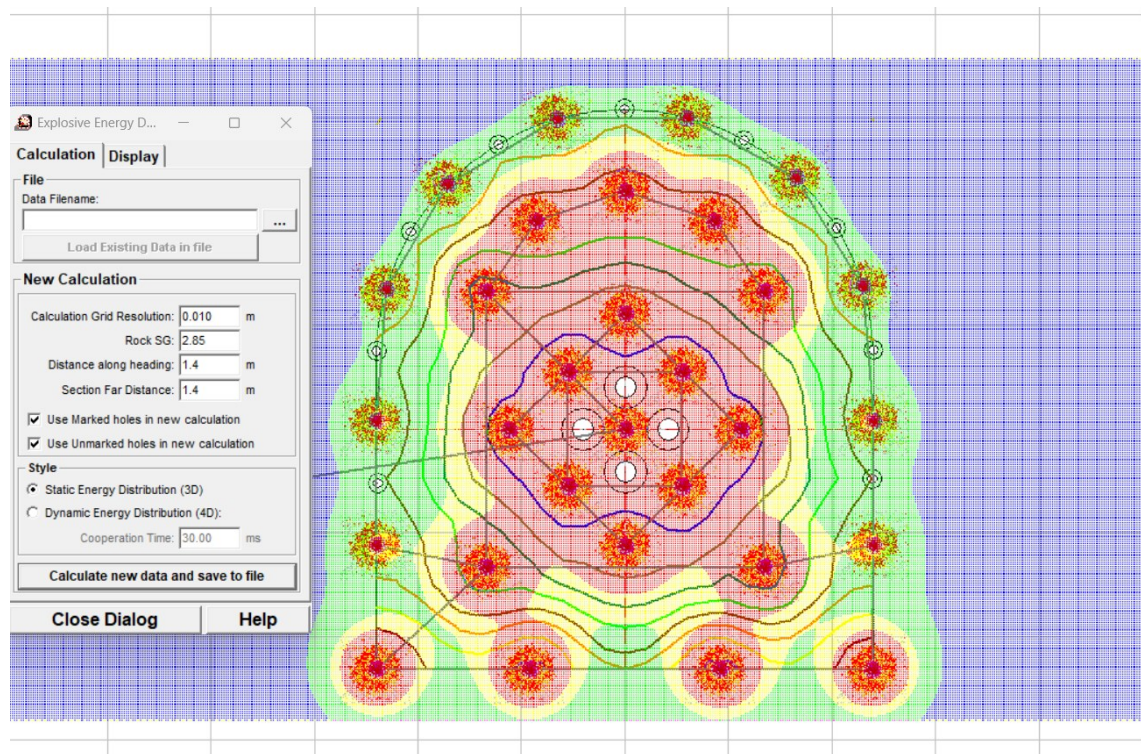
1. **El diseño de conexión es lógicamente correcto**, asegurando que todos los taladros reciben la señal desde el punto de inicio.
2. **Se elimina el riesgo de "tiros cortados" por fallas de diseño**, garantizando que toda la carga explosiva (Emulnor 500, 1000 y 3000) detonará.
3. **La red respalda la secuencia temporal** programada de 8.66 segundos, asegurando una voladura segura y efectiva en el crucero XC-9980 - NW.

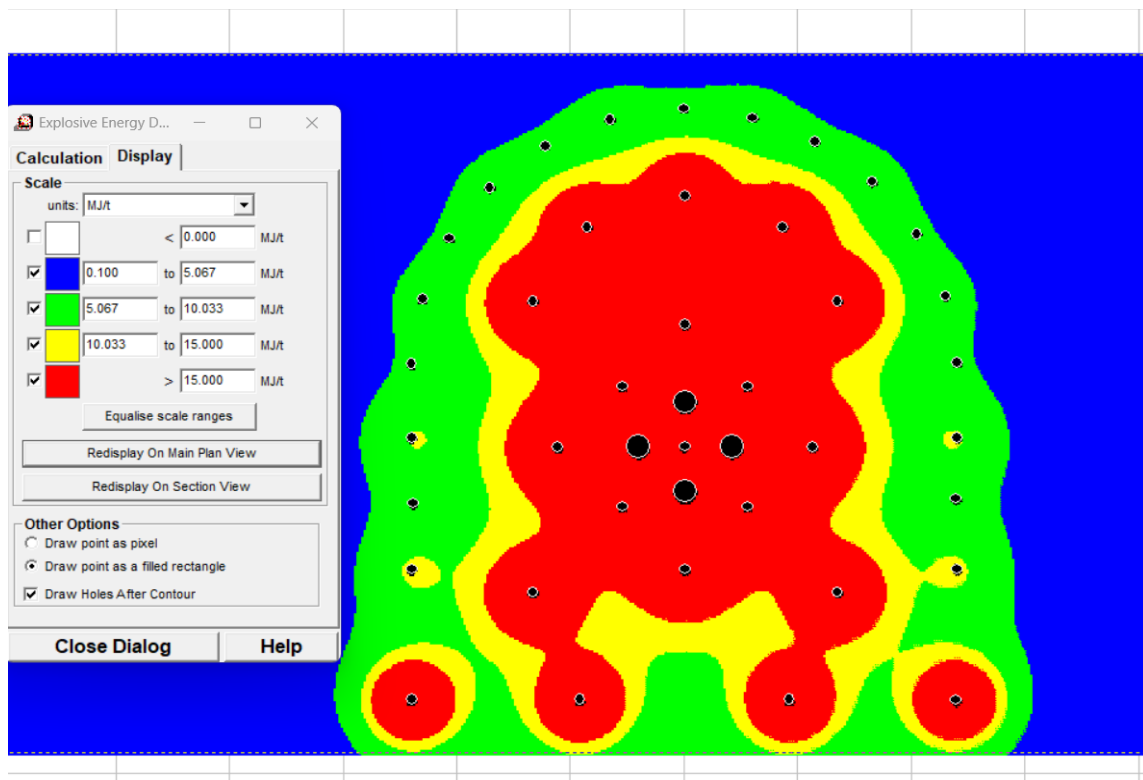
4.1.10.3. Simulación de la distribución de energía de los explosivos a 1.4m de profundidad

Parámetros de Simulación

Para evaluar la interacción de la carga explosiva con el macizo rocoso, se ejecutó el modelo de Distribución de Energía Estática (3D) en el software JK SimBlast 2D Face. Los parámetros introducidos para el cálculo consideraron una Gravedad Específica de la roca (Rock SG) de 2.85 t/m^3 y una resolución de grilla de 0.010 m para garantizar una alta fidelidad en los contornos. El análisis espacial se configuró con un plano de corte transversal a una profundidad de 1.40 m (Distance along heading), interceptando el núcleo efectivo de la columna de carga de los taladros para obtener la lectura máxima de transferencia energética.

Figura 56. Simulación de distribución de energía explosiva en JK Simblast 2D Face





Interpretación de la Escala de Colores (Halos de Energía)

La atenuación radial de la onda de choque se representó mediante una paleta de colores segmentada según los rangos de daño térmico y mecánico esperados en la Microdiorita:

Zona Roja (> 15.000 MJ/t): Representa la zona de máxima trituración térmica (crushing zone). Se concentra deliberadamente en el arranque y los arrastres para garantizar la creación de la cara libre inicial y el levantamiento del material, respectivamente.

Zonas Amarilla (10.033 – 15.000 MJ/t) y Verde (5.067 – 10.033 MJ/t): Delimitan la zona de fragmentación primaria. El Factor de Energía teórico requerido para el diseño (9.004 MJ/t) se ubica íntegramente dentro de la franja verde, confirmando que este rango posee la fuerza exacta para fracturar la roca logrando el tamaño de escombros mayor a 4cm.

Zona Azul (< 5.067 MJ/t): Ilustra la zona de comportamiento elástico o segura, donde la energía residual es incapaz de inducir nuevas microfisuras en el macizo.

Control de Sobrerotura y Protección del Contorno

El modelamiento gráfico demuestra la efectividad de la distribución de cargas espaciadas y de baja densidad (Emulnor 500) en el perímetro de la excavación. Como se observa en la figura 56, la expansión de la zona destructiva (halo rojo) es contenida antes de alcanzar la línea teórica de la corona y hastiales.

La pared final del túnel se encuentra inmersa exclusivamente en el halo verde, el cual proporciona la energía estrictamente necesaria para generar una grieta de tensión suave (smooth blasting) que conecta los taladros periféricos. Inmediatamente detrás de esta línea de corte, la energía decae abruptamente a la zona azul. Al combinarse con las isocronas (visualizadas en la superposición de la figura 56), se ratifica que los taladros perimetrales detonan hacia un vacío central ya formado, por lo que la energía residual ($< 5 \text{ MJ/t}$) transferida hacia el exterior es inferior al límite de resistencia dinámica a la tracción del macizo (RMR 41). Este comportamiento termodinámico garantiza que no se dañe la roca encajonante, previniendo eficazmente la sobrerotura en el crucero XC-9980 - NW.

4.1.10.4. PPV según Holmberg y Persson a 2m de profundidad

Para validar el diseño de la malla de perforación y voladura en la labor de $2.4 \times 2.7 \text{ m}$, se realizó una simulación de daño en el campo cercano utilizando el modelo matemático de Holmberg-Persson mediante el software JKSimBlast (Módulo 2DFace). Considerando que el macizo rocoso en la zona Valeria (Batolito de Patáz) presenta roca tipo III B (RMR 41, compuesta por diorita y microdiorita fracturada), se calibraron los parámetros del modelo para reflejar esta alta atenuación de energía, estableciendo un factor de transmisión $K = 120$ y un factor de atenuación espacial $\alpha = 1.15$. Asimismo, dadas las condiciones preexistentes de fracturamiento, se definió un umbral de Velocidad Pico de Partícula (PPV) crítico conservador de 800 mm/s para la iniciación de nuevo daño estructural en la roca.

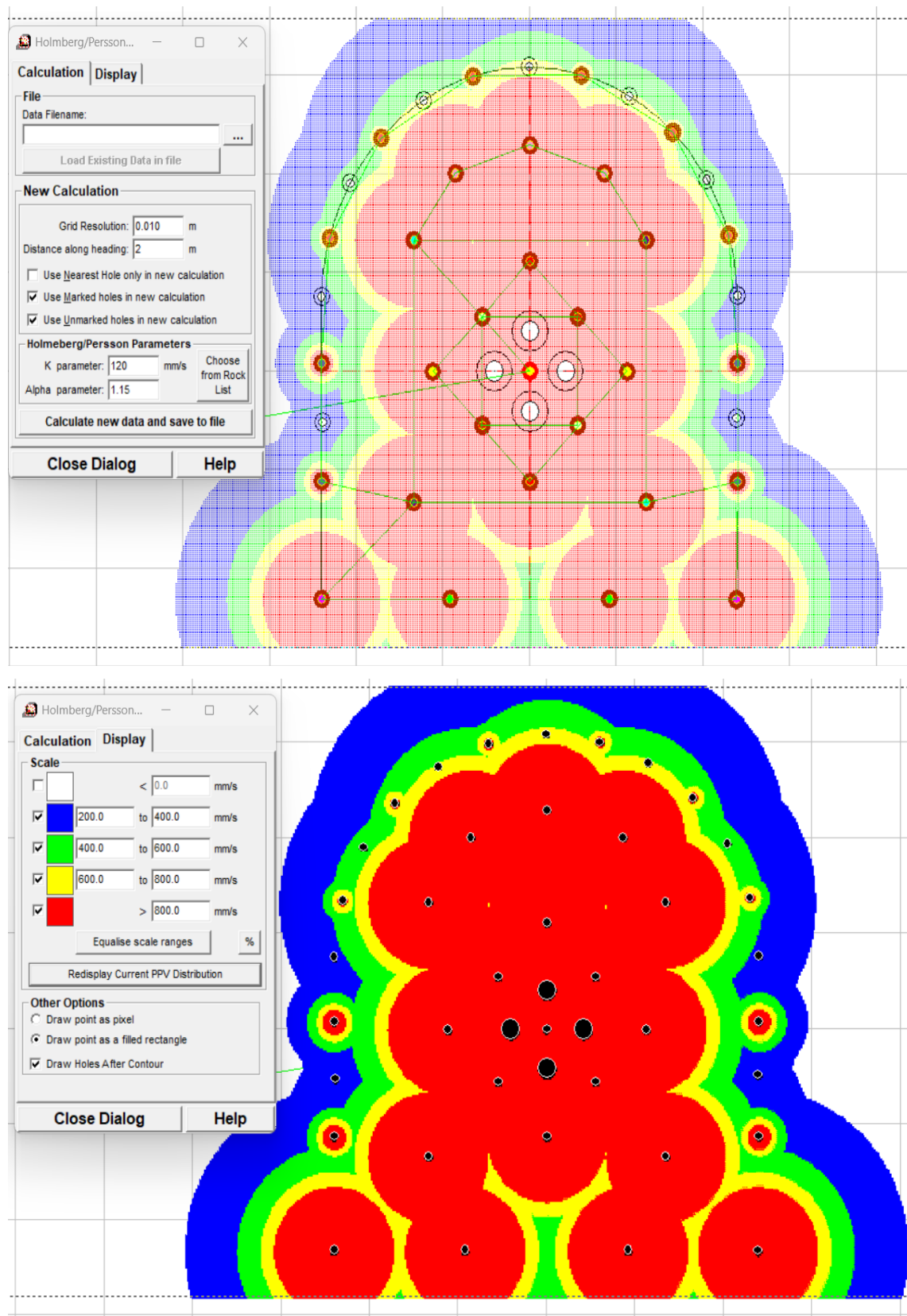
Figura 57. Velocidad pico partícula crítica

TIPO DE ROCA	Resistencia a la Tracción (Mpa)	Resistencia de Onda P (m/s)	Módulo de Young (GPa)	Velocidad de Partícula Crítica (mm/s)
Cuarzo -1	14,0	5102	55,5	1286
Brecha-1	7,3	4298	30,2	1037
Milonita	1,9	3340	16,6	836
Ox-1	7,2	4373	44,4	774
Ox-2	7,2	4804	44,4	774
Cuarzo- 2	8,4	4207	42,7	823
Brecha-2	3,9	4041	39,3	401
Andesita-1	14,9	4975	48,6	1100
Diorita	13,2	4650	48,6	1260
Brecha- 3	11,3	4650	58,3	900
Pórfido- 1	6,7	3829	31,2	820
Pórfido- 2	5,1	3661	41,6	401

LA VOLADURA INDUCE FRACTURAMIENTO	
Propiedades del Diseño de la voladura	Propiedades de la Roca Intacta
↓	↓
PPV Crítico	$V_p \cdot \frac{\sigma_r}{E}$
=	
	mm/s
PPV Crítico	1262,96
Dilatación de Fracturas	315,74
Aparición de Nuevas Grietas	1262,96
Daño Notorio u Obvio	5051,84
Sobrequebre	10103,68

Nota. Adaptado de *Análisis de Vibraciones Campo Cercano Modelo Holmberg & Persson Minería Subterránea* [Video] (minuto 6:40), por Victor Sanchez, 2018, YouTube (<https://youtu.be/2YuV04zi6OA>).

Figura 58 Velocidad pico partícula segun Holmberg y Persson a 2m de profundidad

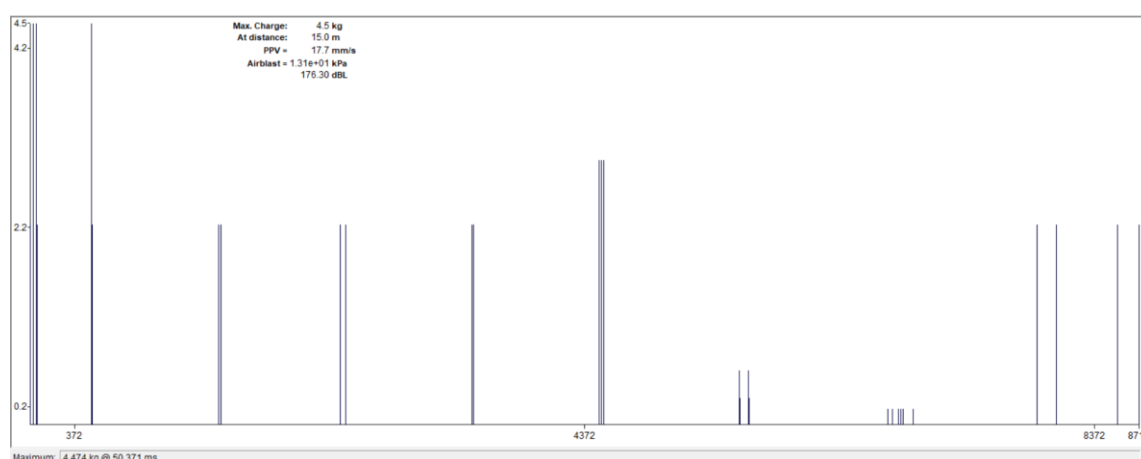


El análisis de las isocromas de vibración generadas por el software demuestra un control efectivo del sobrequebre (overbreak) en el perímetro de la excavación. Como se observa en la escala de colores, el área roja representa la envolvente de daño donde el PPV supera el límite crítico de los 800 mm/s. El modelamiento evidencia que, gracias a la adecuada selección de la carga explosiva (desacoplada) y el correcto diseño de los taladros periféricos, el daño crítico (color rojo) se mantiene confinado dentro del área de excavación y no supera la línea de diseño de la corona ni de los hastiales. Las zonas adyacentes al macizo remanente solo reciben vibraciones correspondientes a las zonas azul y verde (< 600 mm/s), las cuales son insuficientes para generar sobrerotura, garantizando así la estabilidad del techo y reduciendo los costos de sostenimiento.

4.1.10.5. Analisis de vibracion por carga operante a 15m del frente

Para garantizar la integridad de la infraestructura y equipos mecánicos cercanos a la labor (ej. bombas de agua ubicadas a 15 metros), se realizó un análisis de vibraciones en el campo lejano evaluando la distribución de carga en el tiempo. La simulación gráfica muestra los picos de detonación secuenciados en milisegundos, permitiendo identificar la Carga Máxima por Retardo. El modelo calcula el impacto de este valor máximo sobre un punto de control específico utilizando las constantes empíricas de atenuación del macizo rocoso.

Figura 59. Velocidad pico partícula a 15m del frente

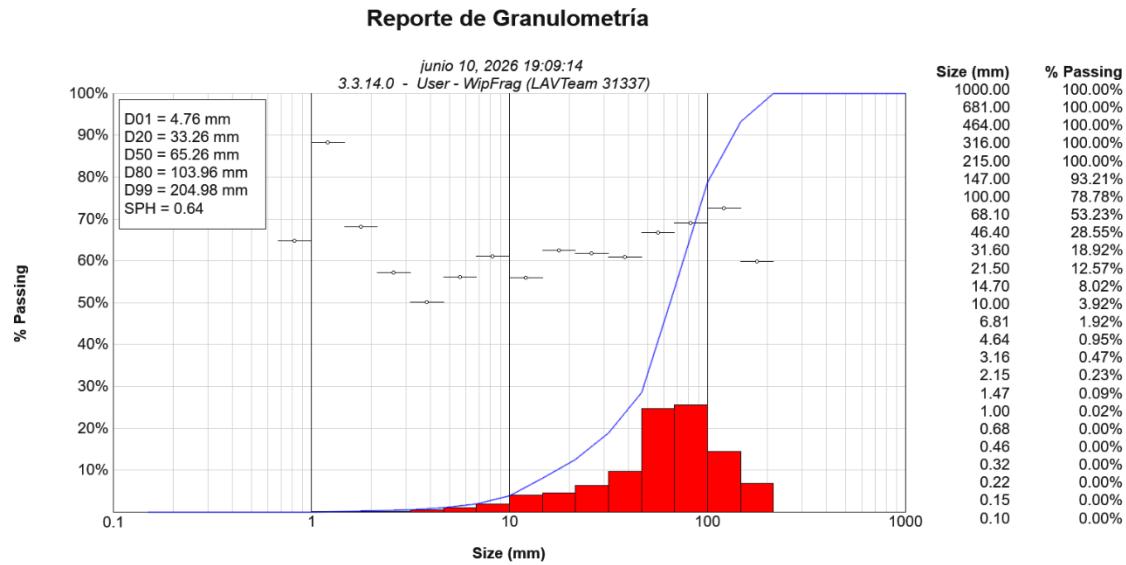
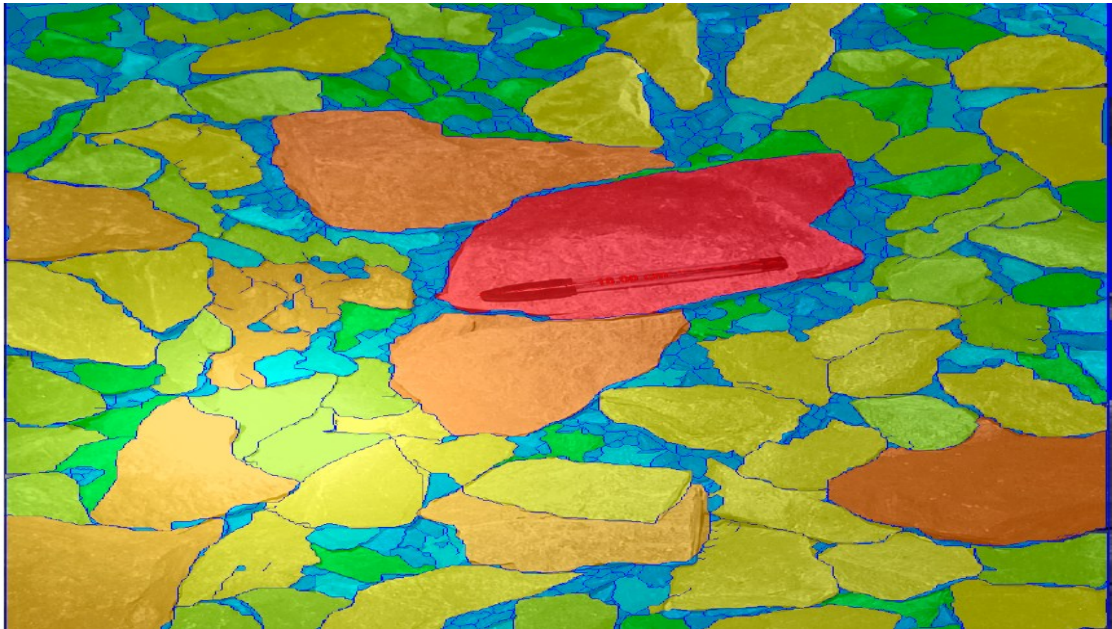


Como se evidencia en el modelamiento, mediante una óptima distribución de los tiempos de retardo (fulminantes) en la malla de perforación, se logró evitar la superposición de ondas sísmicas, reduciendo la Carga Máxima por Retardo (carga operante) a 4.47 kg (registrada a los 50.37 ms). Con esta carga operativa, el modelo predictivo arroja una Velocidad Pico de Partícula (PPV) de 17.7 mm/s a una distancia

de 15 metros. Este resultado confirma que el diseño es operativamente seguro, ya que el nivel de vibración proyectado se encuentra considerablemente por debajo del límite crítico de tolerancia de 25 mm/s (este valor se adoptó basándose en las recomendaciones del Blasters' Handbook de la ISEE (International Society of Explosives Engineers) y en adaptación a los criterios de prevención de daños del USBM (RI 8507)) establecido para la protección de equipos mecánicos e instalaciones subterráneas, garantizando un avance sin daños colaterales.

4.1.11. Análisis de Granulometría con WipFrag

Figura 60. Reporte de Granulometría XC-9980-NW



Los fragmentos han sido clasificados mediante una escala térmica de colores (donde los colores fríos como el azul/verde representan los tamaños más pequeños, y los colores cálidos como el rojo identifican a las rocas de mayor dimensión).

A partir del reporte, se extraen los siguientes parámetros característicos:

- **Tamaño P80 (D80):** El 80% del material fragmentado posee un diámetro igual o inferior a 103.96 mm (aprox. 4 pulgadas). Este valor indica una fragmentación óptima y altamente manejable para las dimensiones estándar de los equipos de carguío, acarreo y la parrilla de chancado.
- **Tamaño Medio (D50):** El 50% de la roca volada presenta un tamaño menor a 65.26 mm, lo que demuestra una tendencia central hacia una fragmentación fina-media.
- **Tamaño Máximo (D99):** El tamaño de los fragmentos más grandes o "bolos" se sitúa en 204.98 mm (aprox. 8 pulgadas). Al no presentarse sobretamaños críticos, se descarta la necesidad de realizar labores de voladura secundaria (plasteo) o el uso de martillos hidráulicos, optimizando los costos operativos.
- **Generación de finos:** El material pulverizado o fino (menor a 10 mm) representa únicamente el 3.92% del volumen total analizado. Este bajo porcentaje indica que la energía del explosivo se utilizó eficientemente en la trituración y desplazamiento de la roca, sin generar una sobre-trituración que merme la calidad del mineral o genere problemas ambientales por exceso de polvo.

4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS

4.2.1 hipótesis estadísticas

Hipótesis Nula (H_0): La aplicación de la voladura controlada (smooth blasting) no disminuye el porcentaje de sobrerotura en comparación con la voladura convencional en el crucero 9980 - NW.

Hipótesis Alternativa (H_1): La aplicación de la voladura controlada disminuye significativamente el porcentaje de sobrerotura frente a la convencional.

Nivel de Significancia (α)

el margen de error máximo permitido para la investigación:

Se establece un $\alpha = 0.05$. Esto significa que los resultados de la unidad minera San Andrés se analizarán con un nivel de confianza del 95%.

4.2.2. Resumen del procesamiento de datos

En la Figura 61 se presenta el resumen de los casos procesados para las dos variables operativas en estudio. Se evaluó un total de 30 disparos correspondientes a la malla de voladura convencional y 30 disparos correspondientes a la voladura controlada (smooth blasting).

Figura 61. Resumen de procesamiento de casos

	Válido		Casos Perdidos		Total	
	N	Porcentaje	N	Porcentaje	N	Porcentaje
Sobrerotura Voladura Convencional	30	100.0%	0	0.0%	30	100.0%
Sobrerotura Voladura Controlada (%)	30	100.0%	0	0.0%	30	100.0%

El procesamiento estadístico confirma que el 100.0% de los casos analizados (N=30 por cada grupo) son válidos. Asimismo, se verifica que existen cero casos de valores perdidos (0.0%), lo que indica que no hay omisiones ni errores de registro en las mediciones de campo. Esta validación inicial garantiza que la muestra total es confiable y apta para la ejecución de las pruebas de normalidad y la contrastación de la hipótesis principal.

4.2.3. Análisis de normalidad de los datos

Para determinar el método estadístico adecuado en la contrastación de la hipótesis principal (paramétrico o no paramétrico), es requisito fundamental evaluar la distribución de los datos de campo recogidos en el cruce 9980 - NW.

Dado que el tamaño de la muestra para cada grupo es de 30 disparos ($n \leq 50$), la estadística establece que se debe utilizar la prueba de **Shapiro-Wilk** en lugar de la prueba de Kolmogorov-Smirnov.

Las hipótesis estadísticas para esta prueba de bondad de ajuste son:

- **Hipótesis Nula (H_0):** Los datos del porcentaje de sobrerotura provienen de una distribución normal.
- **Hipótesis Alternativa (H_1):** Los datos del porcentaje de sobrerotura no provienen de una distribución normal.

Figura 62. Pruebas de normalidad

	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Sobrerotura Voladura Convencional	.129	30	.200 [*]	.969	30	.517
Sobrerotura Voladura Controlada (%)	.164	30	.039	.956	30	.237

*. Esto es un límite inferior de la significación verdadera.

a. Corrección de significación de Lilliefors

Al analizar la sección correspondiente a la prueba de Shapiro-Wilk, se obtienen los siguientes valores:

- Para los resultados de la **Voladura Convencional**, se calculó un estadístico de 0.969 con un valor de significancia (p-valor) de **0.517**.
- Para los resultados de la **Voladura Controlada (%)**, se calculó un estadístico de 0.956 con un valor de significancia (p-valor) de **0.237**.

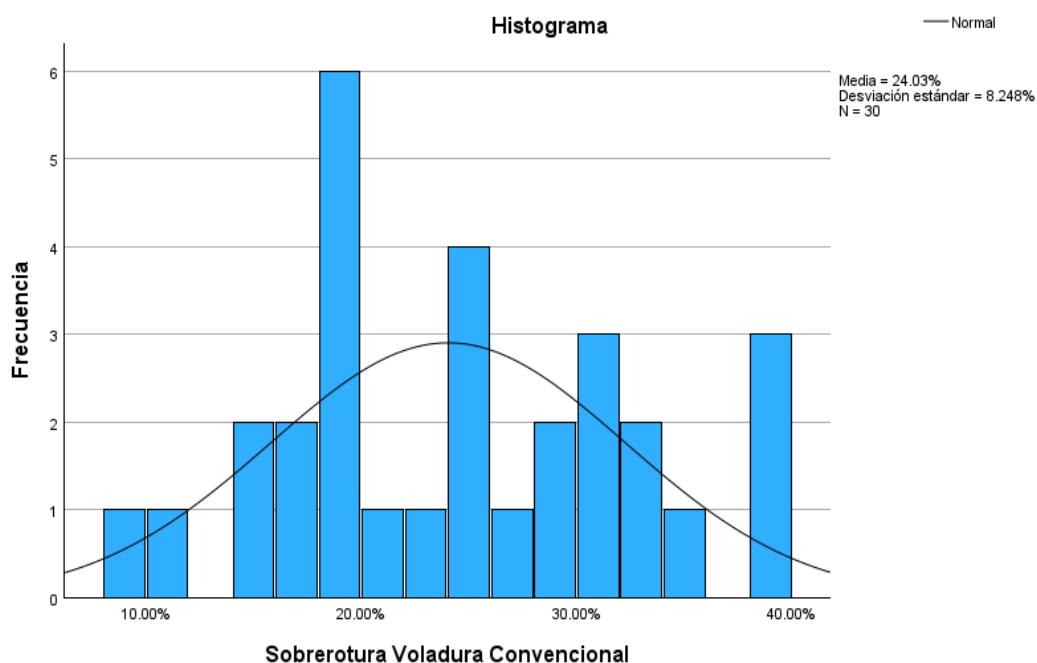
Entonces, si el valor de significancia (p) es mayor al nivel de error o tolerancia ($\alpha = 0.05$), no se rechaza la hipótesis nula.

En este estudio, los valores de significancia de ambos métodos (0.517 y 0.237) son estrictamente mayores a 0.05. Por lo tanto, se concluye que los datos de ambas variables siguen una distribución normal (Campana de Gauss). Este comportamiento paramétrico de los datos justifica y da total validez a la utilización de la **Prueba t de Student para muestras relacionadas** en la comprobación de la hipótesis de la investigación.

4.2.4. Representación gráfica de la distribución (histogramas)

Para corroborar visualmente los resultados obtenidos en la prueba de Shapiro-Wilk, se generaron los histogramas de frecuencias con la curva teórica de distribución normal superpuesta para ambos métodos de excavación.

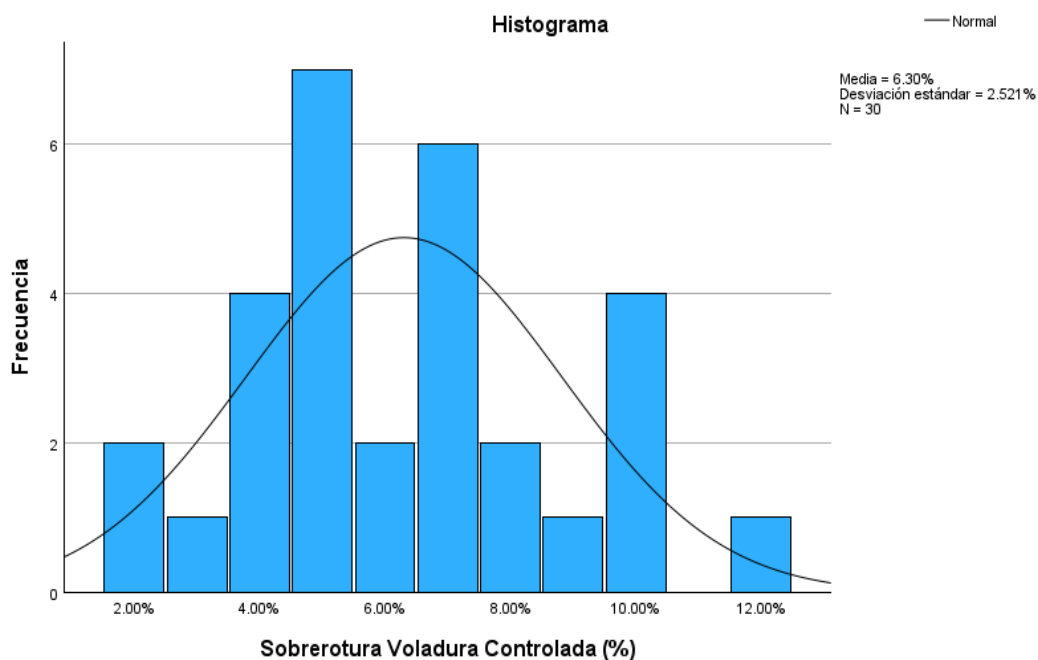
Figura 63. Distribución de frecuencias para la sobrerotura en voladura convencional



En el gráfico de la voladura convencional se observa una campana de Gauss ancha y extendida a lo largo del eje horizontal. Esta amplitud gráfica es el reflejo de su alta desviación estándar (8.248%), mostrando que los resultados de los disparos son inconsistentes y se dispersan fuertemente en un rango amplio que va desde el 10% hasta cerca del 40% de sobrerotura.

En contraste, el gráfico correspondiente a la voladura controlada (smooth blasting) presenta una campana de Gauss mucho más estrecha, alta y concentrada. La agrupación de las barras azules alrededor de la media del 6.30% demuestra visualmente una caída drástica en la dispersión de los datos (desviación estándar de 2.521%).

Figura 64. Distribución de frecuencias para la sobrerotura en voladura controlada

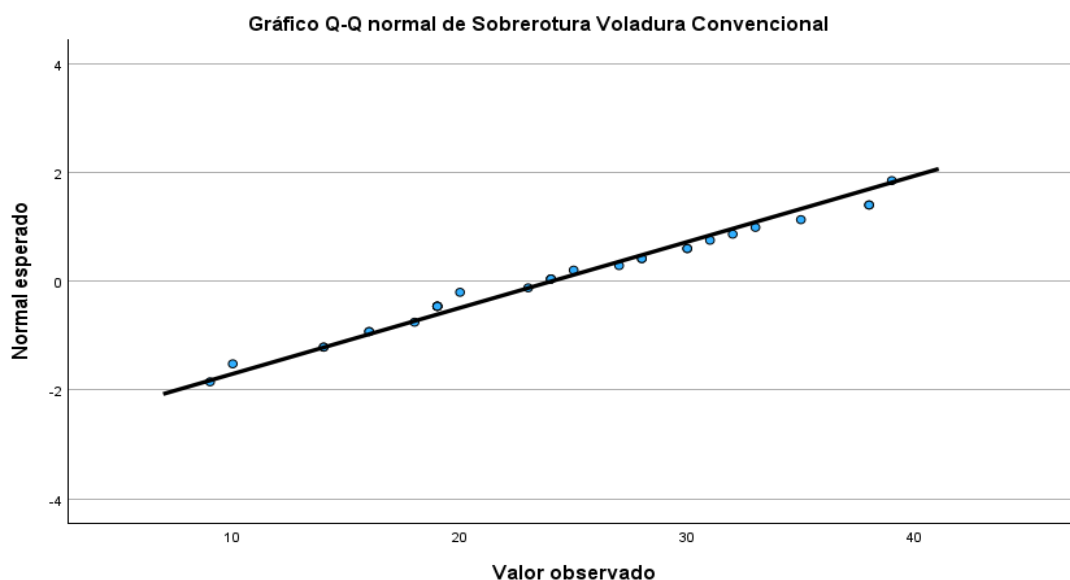


Comparando ambas gráficas, se hace evidente que la implementación del diseño de malla optimizado no solo logró trasladar la curva hacia la izquierda (menor porcentaje de sobrerotura), sino que "encogió" la campana. Esto demuestra que el smooth blasting hace que el resultado de cada disparo en el crucero 9980 - NW sea mucho más predecible, uniforme y cercano al diseño ideal.

4.2.5. Gráficos de probabilidad normal (Q-Q)

Como método de confirmación gráfica adicional a la prueba de Shapiro-Wilk, se elaboraron los gráficos Q-Q (Cuantil-Cuantil) normales. Estos diagramas permiten contrastar los valores observados en campo frente a los valores esperados de una distribución teórica.

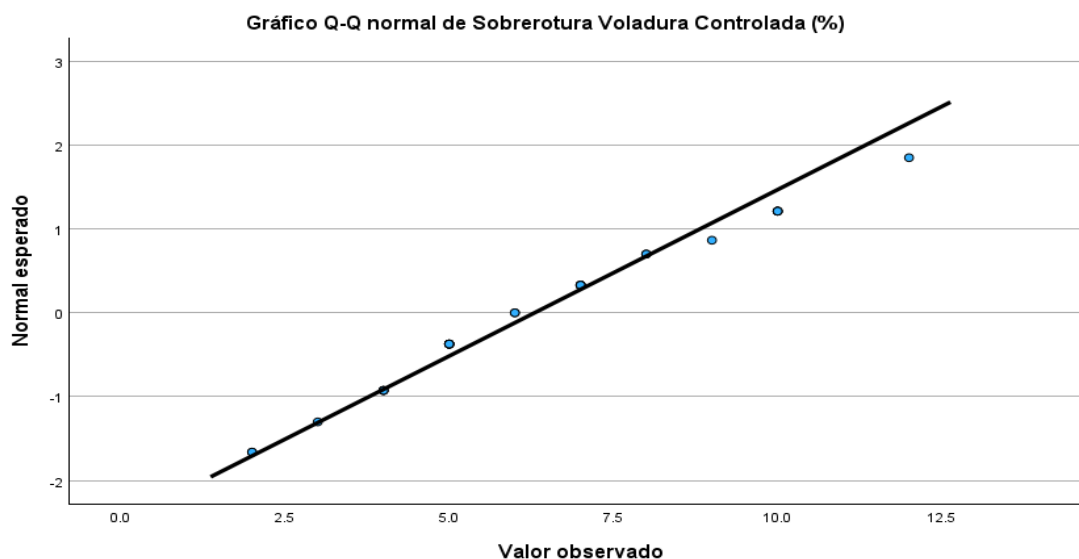
Figura 65. Gráfico Q-Q normal para la sobrerotura en voladura convencional



En el diagrama correspondiente a la voladura convencional, se observa que los puntos azules (que representan los 30 disparos observados) se alinean estrechamente sobre la línea recta diagonal. Esta alineación directa, sin presentar puntos totalmente alejados de la recta, confirma gráficamente que los datos de este grupo tienen un comportamiento normal y no presentan sesgos severos.

De manera similar, en el diagrama del smooth blasting, los datos se mantienen sobre la recta teórica de normalidad. Aunque se aprecia una ligerísima desviación en un par de puntos en los extremos (comportamiento habitual en mediciones reales de campo).

Figura 66. Gráfico Q-Q normal para la sobrerotura en voladura controlada.

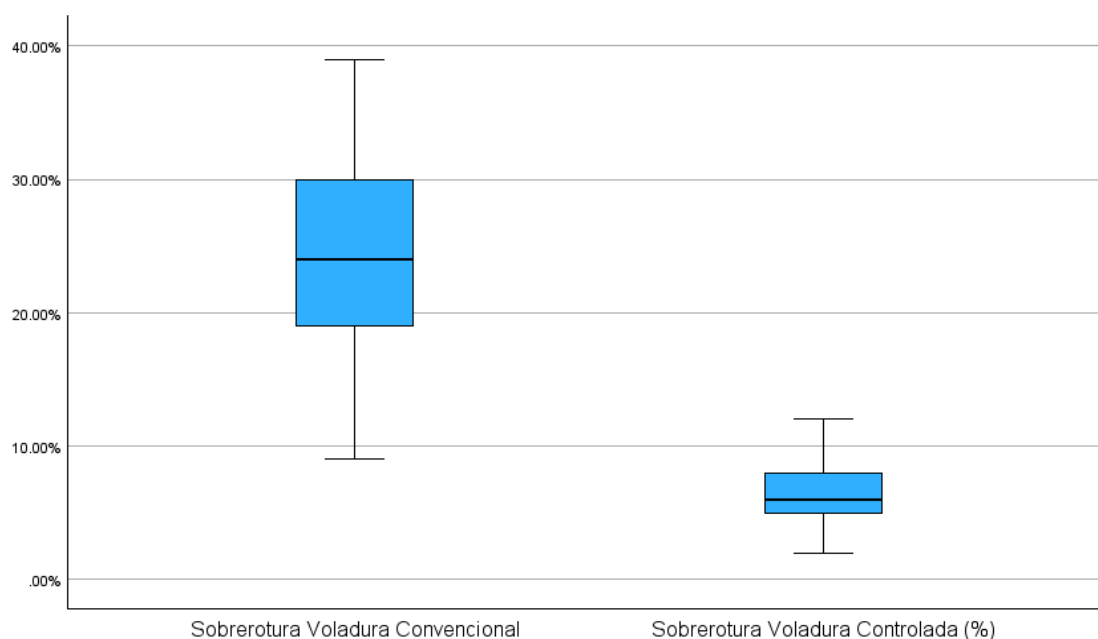


Ambos gráficos Q-Q corroboran que las variables medidas en el crucero 9980 - NW carecen de datos atípicos extremos que puedan distorsionar el análisis. Esto ratifica para proceder con la estadística paramétrica para la contrastación de la hipótesis.

4.2.6. Análisis de dispersión y valores atípicos (diagrama de cajas)

Para complementar el análisis descriptivo, se generó un diagrama de cajas emparejado (Boxplot). Esta herramienta gráfica permite comparar visualmente la tendencia central (mediana), el rango intercuartílico (concentración del 50% de los datos) y la presencia de posibles anomalías operativas en los disparos evaluados en el crucero 9980 - NW.

Figura 67. Diagrama de cajas comparativo del porcentaje de sobrerotura según método de voladura.



Al contrastar ambas gráficas, se evidencian tres comportamientos fundamentales para la investigación:

- **Caída de la Mediana:** La caja representativa de la Voladura Convencional (izquierda) se ubica en el tercio superior del gráfico, con una mediana cercana al 24%. Por su parte, la caja de la Voladura Controlada (derecha) desciende drásticamente hacia el límite inferior, confirmando visualmente la reducción sustancial de la sobrerotura promedio.
- **Reducción de la Dispersión (Precisión):** La caja azul del método convencional es alargada (mayor rango intercuartílico) y sus líneas verticales se extienden desde el 9% hasta casi el 40%, lo que denota una alta inestabilidad y falta de control en los resultados de cada disparo. En cambio, la caja del smooth blasting es sumamente compacta y achatada. Esto demuestra que los resultados operativos ahora son constantes, repetibles y están estrictamente controlados cerca del diseño ideal de la malla.
- **Ausencia de Datos Atípicos (Calidad de la Muestra):** Un aspecto crucial validado por este diagrama es la inexistencia de puntos fuera de las líneas verticales en ambos métodos. Esto garantiza que, durante los 60 disparos monitoreados, no existieron eventos anómalos extremos causados por fallas

geológicas inusuales o errores graves de medición que pudieran sesgar o invalidar el análisis comparativo.

4.2.7. Contrastación de la hipótesis principal (prueba t de student)

Habiendo demostrado que los datos siguen una distribución normal, se procedió a aplicar la prueba paramétrica **t de Student para muestras emparejadas**. Este método es el indicado para el diseño de la investigación, ya que evalúa la diferencia de medias en un mismo grupo de estudio (el crucero 9980-NW) sometido a dos condiciones operativas distintas (antes y después de la optimización de la malla).

a) Estadísticas de Muestras Emparejadas

Como paso previo al cálculo inferencial, se presenta el resumen del emparejamiento realizado por el software estadístico:

Figura 68. Estadística de muestras emparejadas

Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. estándar	Media de error estándar
Par 1	Sobrerotura Voladura Convencional	24.0333%	30	8.24823%	1.50591%
	Sobrerotura Voladura Controlada (%)	6.3000%	30	2.52095%	0.46026%

El análisis del "Par 1" confirma que se contrastaron satisfactoriamente N = 30 mediciones por cada método de voladura.

- La condición inicial (Voladura Convencional) registra una media de sobrerotura de **24.0333%** con un error estándar de la media de **1.50591%**.
- La condición final (Voladura Controlada) registra una media de **6.3000%** con un error estándar de **0.46026%**.

El emparejamiento evidencia una diferencia a favor del diseño de voladura controlada (smooth blasting). Al calcular la diferencia entre ambas medias emparejadas, se identifica una **reducción neta promedio de 17.7333%** en la sobrerotura por cada disparo realizado. La caída en el error estándar (de 1.50 a 0.46) reafirma también un incremento notable en la precisión de la perforación y voladura.

b) Correlación de Muestras Emparejadas

Previo al cálculo del estadístico T, el software evalúa si existe una correlación lineal entre las observaciones emparejadas. En la Figura 69 se presentan los resultados de esta prueba de asociación paramétrica.

Figura 69. Correlaciones de muestras emparejadas

Correlaciones de muestras emparejadas					
		N	Correlación	Significación	
				P de un factor	P de dos factores
Par 1	Sobrerotura Voladura Convencional & Sobrerotura Voladura Controlada (%)	30	.126	.254	.509

El análisis arroja un coeficiente de correlación de Persson de **0.126** para las 30 mediciones analizadas. Al evaluar la significación (P de un factor), se obtiene un valor de **0.254**. Dado que 0.254 es mayor que el nivel de significancia establecido (0.05), se determina que la correlación no es estadísticamente significativa.

En el contexto de la excavación de labores subterráneas, la ausencia de una correlación lineal fuerte entre ambos métodos es un resultado coherente y favorable. Esto indica que la cantidad de sobrerotura obtenida con el diseño convencional no predice el comportamiento del macizo rocoso bajo la voladura controlada.

Operativamente, demuestra que la implementación del smooth blasting es independiente del historial deficiente del método anterior; es decir, el nuevo diseño de malla estandariza y mejora el perfil de la sección de manera autónoma, sin arrastrar las altas variabilidades de la técnica convencional.

c) Resultados de la Prueba T y Decisión Estadística

Para someter a prueba la hipótesis de investigación, se analizó la significancia de las diferencias emparejadas entre ambos métodos de voladura utilizando el estadístico t de Student. En la Figura 70 se exponen los resultados inferenciales definitivos.

Figura 70. Prueba de muestras emparejadas

Prueba de muestras emparejadas									
		Diferencias emparejadas				Significación			
		Media	Desv. estándar	Media de error estándar	95% de intervalo de confianza de la diferencia		t	gl	P de un factor
					Inferior	Superior			P de dos factores
Par 1	Sobrerotura Voladura Convencional - Sobrerotura Voladura Controlada (%)	17.73333%	8.31672%	1.51842%	14.62782%	20.83885%	11.679	29	<.001

Del procesamiento estadístico se extraen los siguientes indicadores para la investigación:

- **Diferencia de Medias:** La implementación del smooth blasting generó una reducción media absoluta de **17.73333%** en la sobrerotura por disparo.
- **Intervalo de Confianza (95%):** El análisis indica, con un 95% de seguridad, que la verdadera reducción de la sobrerotura en el macizo rocoso de la unidad San Andrés oscila entre un mínimo de **14.62782%** y un máximo de **20.83885%**.
- **Estadístico de Prueba (t):** Se obtuvo un valor de **t = 11.679** con 29 grados de libertad (gl). En estadística paramétrica, un valor t tan alejado del cero evidencia que la magnitud de la diferencia entre ambos métodos es abismal y no es producto del azar.
- **Significancia (p-valor):** Dado que la hipótesis de la investigación es direccional (afirma que el nuevo método *disminuye* la sobrerotura), el indicador correcto a evaluar es la significación unilateral ("P de un factor"). El resultado obtenido es **< .001**.

Decisión Estadística y Conclusión:

Como regla de decisión, se establece que si el p-valor es menor al nivel de significancia ($\alpha = 0.05$), se rechaza la hipótesis nula.

Al obtenerse un p-valor inferior a 0.001 ($p < 0.05$), **se rechaza categóricamente la Hipótesis Nula (H_0) y se acepta la Hipótesis Alternativa (H_1)**. En consecuencia, queda demostrado científicamente que la aplicación de la voladura controlada (smooth blasting) disminuye de manera significativa el porcentaje de sobrerotura en comparación con la voladura convencional en el cruce 9980-NW.

4.3. DISCUSIÓN

a) Interpretación de los Resultados Técnicos

Los resultados obtenidos demuestran que la transición de una voladura convencional a una voladura controlada (smooth blasting) en el cruce 9980-NW generó una reducción drástica en la sobrerotura, pasando de un promedio de **24.03%** a un **6.30%**. Desde una perspectiva geomecánica, este fenómeno se explica por la optimización de la distribución de la energía explosiva. Mientras que en la voladura convencional la energía de choque impactaba directamente sobre el macizo rocoso (Microdiorita con RMR 41), provocando una fracturación radial excesiva, el diseño de smooth blasting permitió que la onda de tensión se concentrara entre los taladros perimetrales.

La implementación de taladros vacíos actuó como un plano de debilidad preestablecido, facilitando que la grieta se propagara de forma tangencial a lo largo del contorno diseñado. Asimismo, el uso de explosivos de baja densidad, el factor de desacoplamiento empleado y el espaciado de cartuchos aseguraron que la presión en

las paredes del taladro no superara la resistencia a la compresión dinámica de la roca, evitando así la formación de la "zona de trituramiento" que caracteriza a los disparos convencionales ineficientes.

b) Contrastación con los Antecedentes

Al contrastar estos hallazgos con el marco teórico y los antecedentes de investigación, se observa una alta convergencia científica:

- **Con Gálvez Mancha (2024):** Los resultados de esta investigación ratifican lo propuesto por dicho autor, quien sostiene que el uso de cargas desacopladas es la técnica más eficaz para mantener la sobrerotura por debajo del 10% en condiciones de minería subterránea. El valor de **6.30%** alcanzado en el crucero 9980-NW se alinea perfectamente con este estándar de eficiencia.
- **Con Salcedo Torres (2020):** Este estudio coincide en que las mallas de perforación convencionales en unidades mineras similares tienden a generar desviaciones superiores al 15% debido a la falta de control en el burden de la corona. El **24.03%** inicial identificado en esta tesis confirma la problemática descrita por Salcedo cuando no existe una estandarización técnica.
- **Con los Antecedentes Locales (Pomasoncco Najarro, 2021 y Bejarano Baltazar, 2021):** Los resultados son coherentes con las investigaciones previas realizadas en el Batolito de Pataz. Se confirma que, a pesar de la complejidad geológica de la unidad San Andrés, la aplicación rigurosa de parámetros técnicos de voladura controlada permite estabilizar el contorno de las labores, validando la viabilidad operativa de estos métodos en la zona.

c) Implicancias Operativas y Económicas

La significancia de la reducción obtenida tiene un impacto directo en el ciclo de minado de la unidad San Andrés. La disminución del exceso de excavación representa un ahorro significativo en el carguío y transporte de aproximadamente 11 toneladas de desmonte innecesario por cada disparo.

Operativamente, esto se traduce en una mayor estabilidad del contorno, reduciendo la necesidad de sostenimiento adicional (shotcrete y pernos) causado por el "planchoneo" o desprendimiento de rocas fracturadas. En consecuencia, el cumplimiento del perfil geométrico proyectado (2.4 m x 2.7 m) no solo optimiza los costos operativos, sino que eleva los estándares de seguridad para el personal que labora en el nivel 2220.

d) Análisis de las Limitaciones

Se debe precisar que los parámetros de la malla optimizada han sido calibrados para un macizo rocoso de calidad regular (RMR 41). Si bien el modelo es altamente exitoso,

su replicabilidad en zonas con mayor presencia de fallas o variaciones litológicas bruscas requerirá ajustes en la carga lineal de los taladros de contorno para mantener los niveles de sobrerotura dentro de los márgenes aceptables identificados en este estudio.

CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

- Se demostró estadísticamente ($p < 0.001$) y operativamente que la voladura controlada (smooth blasting) es significativamente superior a la voladura convencional en la disminución de la sobrerotura en el crucero 9980-NW, disminuyendo el exceso de excavación promedio de un deficiente 24.03% a un óptimo 6.30%.
- Se determinó que la voladura convencional generó un nivel de sobrerotura ineficiente en el crucero 9980-NW, alcanzando una media de 24.03% y presentando una alta dispersión en los resultados de campo (Desviación Estándar de 8.25%). Este método demostró incapacidad para mantener el perfil diseñado, originando disparos erráticos de hasta un 39% de sobreexcavación.
- Se determinó que la aplicación de la voladura controlada redujo el nivel de sobrerotura a un promedio de 6.30%. Asimismo, se demostró una alta precisión y constancia operativa en los disparos, logrando acortar la Desviación Estándar a 2.52%, eliminando eventos anómalos de sobreexcavación masiva.
- El diseño optimizado de la malla de perforación, calculado mediante el modelo matemático de Holmberg, comprobó que el uso de taladros vacíos como concentradores de esfuerzos y el empleo de cargas lineales desacopladas (Emulnor 500) en el contorno, son los parámetros técnicos indispensables para contener la rotura dentro del límite del 10% permitido para una Microdiorita con RMR de 41.
- El análisis espacio-temporal de la energía explosiva, modelado mediante *JK SimBlast 2D Face*, concluye que el éxito del método radica en la secuenciación de los isotiempos. La iniciación perimetral retardada (fulminantes LP) asegura que el núcleo de la labor evacúe primero, permitiendo que la energía

transmitida a las cajas sea netamente de tracción ($< 5 \text{ MJ/t}$), limitando el daño térmico y mecánico a la roca encajonante.

- Se comprobó que el método de smooth blasting garantiza la preservación del perfil geométrico diseñado (2.4 m x 2.7 m) en comparación con el contorno irregular de la voladura convencional. Esto eliminó la remoción innecesaria de aproximadamente 11 toneladas de material estéril por cada avance.
- El 68.89% de media cañas visibles demuestran que la implementación de la voladura controlada influyó positivamente en la estabilidad geotécnica de las labores, al evitar la formación de fracturas radiales inducidas. La reducción de la sobrerotura disminuye radicalmente el riesgo de “planchoneo” y el consumo excesivo de elementos de sostenimiento (shotcrete y pernos de roca), mejorando tanto la rentabilidad operativa como la seguridad del personal.

5.2. RECOMENDACIONES

- Estandarizar el método de voladura controlada (smooth blasting) en el crucero 9980-NW y en futuras labores de desarrollo de la Unidad Minera San Andrés que presenten condiciones geomecánicas similares (Microdiorita con RMR 41).
- Restringir gradualmente la aplicación de mallas de voladura convencional en frentes de avance donde la estabilidad y geometría de labor sean críticas. A la par, se recomienda implementar un programa de capacitación para los perforistas y la supervisión de operaciones, enfocado en los impactos negativos que genera el no respetar los diseños de malla estandarizados.
- Establecer un protocolo de control de calidad continuo post-voladura, apoyado por el área de Topografía (mediante estación total o escáner láser 3D), para evaluar cada avance de disparo. Este monitoreo constante asegurará que la desviación estándar se mantenga por debajo del 3% y facilitará la retroalimentación inmediata a las cuadrillas en caso de identificar desviaciones en la perforación.
- Se recomienda a la Superintendencia de Mina y al área de Logística garantizar el stock continuo de explosivos de baja energía y diámetro reducido (como el Emulnor 500), así como de las cañas de PVC, ya que el desabastecimiento obligaría a las cuadrillas a improvisar con explosivos convencionales en el contorno, anulando los beneficios de la voladura controlada.
- Incorporar el uso obligatorio de simuladores de voladura (como JK SimBlast) en el área de PERVOL e ingeniería para planificar y validar nuevas mallas antes de su ejecución en campo.
- Elaborar y presentar reportes de KPIs a la gerencia de operaciones que cuantifiquen el ahorro económico mensual derivado del menor tiempo de limpieza y menor acarreo de material estéril. Esta cuantificación justificará el uso de accesorios específicos para la voladura controlada y el tiempo adicional que requiere la perforación de esta malla.

- Actualizar las matrices de Identificación de Peligros y Evaluación de Riesgos (IPERC) para destacar la voladura controlada como un control preventivo de ingeniería fundamental contra la caída de rocas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Angulo Mendez, S. (2024). *Diagrama de perforación smooth blasting para el control y estabilidad en la Cámara Grizzlys #01 Nv 1170 de la Unidad de Acumulación Yauricocha, 2024* [Tesis de titulación, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio Institucional UNSCH. <https://repositorio.unsch.edu.pe/items/0e07f0de-1ee0-4771-9034-0dfb49320424>
- Arana Sevallos, I. (diciembre de 2014). Reducción de costos en aplicación de voladura controlada en Catalina Huanca Sociedad Minera. *Minería*, (447), 64–70.
- Arias, F. G. (2012). *El proyecto de investigación: Introducción a la metodología científica* (6a ed.). Editorial Episteme. https://gc.scalahed.com/recursos/files/r161r/w26022w/Arias_S2.pdf
- Bejarano Baltazar, J. L. (2021). *Voladura controlada y su influencia en la disminución de sobrerotura en labores subterráneas - Minera Aurífera Retamas S.A.* [Tesis de titulación, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional UNCP. <https://repositorio.uncp.edu.pe/items/86b224af-474a-406e-b57d-3a3c7fcfd71f>
- Cedrón, M., Vidal, E., & Vitteri, J. L. (2008). Perforación y voladura en túneles de gran sección. *Minería*, (403), 118–126.
- EXSA S.A. (2020). *Manual práctico de voladura* (5a ed.). EXSA. <https://online.fliphtml5.com/hqjn/rypz/#p=1>
- Gálvez Mancha, L. A. (2024). *Mejoras en perforación y voladura aplicando Smooth Blasting en la Unidad Minera Huachocolpa de Compañía Minera Kolpa S.A.* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional UNCP. <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstreams/069855cc-91cc-426d-84e3-3b0686ccb86e>
- Hernández-Sampieri, R., & Mendoza Torres, C. P. (2018). *Metodología de la investigación: Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta*. McGraw-Hill Education.
- Holmberg, R. (1982). Charge calculations for tunneling. En W. A. Hustrulid (Ed.), *Underground mining methods handbook* (pp. 1582-1591). Society of Mining Engineers. <https://onemine.org/documents/charge-calculations-for-tunneling>
- Huaytalla Bautista, E. J. (s.f.). *Mecánica de rocas* [Texto académico]. Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.
- León Reyes, J. C. (2020). *Conformación del comité de seguridad y salud ocupacional para el cumplimiento del DS 023 - 2017 - EM en minera Santa*

Bárbara de Trujillo S.A.C. – 2019 [Tesis de titulación, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo]. Repositorio Nacional ALICIA.
https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/RUNM_2eab769e189b8419ef6863fbff9b02c2

- Meza López, E., y Gutierrez Meza, K. A. (2023). *Implementación de la voladura controlada y su influencia en estabilidad del frente de chimenea RC-31A en U.O. Inmaculada 2023* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional UNCP.
<https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstreams/12e8e2c3-7478-4936-b9cc-3107cc799c88>
- López Jimeno, C. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Instituto Tecnológico Geominero de España.
- López Jimeno, C. (Ed.). (1997). *Manual de túneles y obras subterráneas* (2a ed.). Entorno Gráfico.
<https://catalogobiblioteca.ingemmet.gob.pe/bib/22230>
- Persson, P. A., Holmberg, R., y Lee, J. (1993). *Rock blasting and explosives engineering*. CRC Press.
- Pomasoncco Najarro, A. G. (2021). *Aplicación de la voladura de pre-corte en las labores de desarrollo de la mina MARSA para la reducir la sobrerotura en el macizo rocoso* [Tesis de titulación, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas]. Repositorio Académico UPC.
<https://repositorioacademico.upc.edu.pe/handle/10757/655528>
- Paytan Capani, I., & Quispe Ramos, S. E. (2023). *Aplicación de voladura controlada para optimizar costos de sostenimiento en la U.P. Santa María - Compañía Minera Poderosa S.A. - La Libertad - 2022* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Huancavelica]. Repositorio Institucional UNH.
<https://repositorio.unh.edu.pe/items/795d2fec-df62-4dc6-9b8a-b1378ba6bd0f>
- Salcedo Torres, J. C. (2020). *Evaluación técnica de la voladura en la compañía minera Corihuarmi* [Tesis de titulación, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio Institucional UNDAC.
<http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/2277>
- Tamayo y Tamayo, M. (2003). *El proceso de la investigación científica: Incluye evaluación y administración de proyectos de investigación* (4a ed.). Limusa.
- Wilson, J. J., & Reyes Rivera, L. (1964). *Geología del cuadrángulo de Pataz (Hoja 16-h)* (Boletín A 9). Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico. Repositorio Nacional ALICIA.
https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/INGEMMET_77f60ecd073b7b34896331098e9001d6/Details
- Zhang, W., Liu, D., Tang, Y., Qiu, W., & Zhang, R. (2023). Multifractal characteristics of smooth blasting overbreak in extra-long hard rock tunnel.

Fractal and Fractional, 7(12), 842.
<https://doi.org/10.3390/fractalfract7120842>

ANEXOS

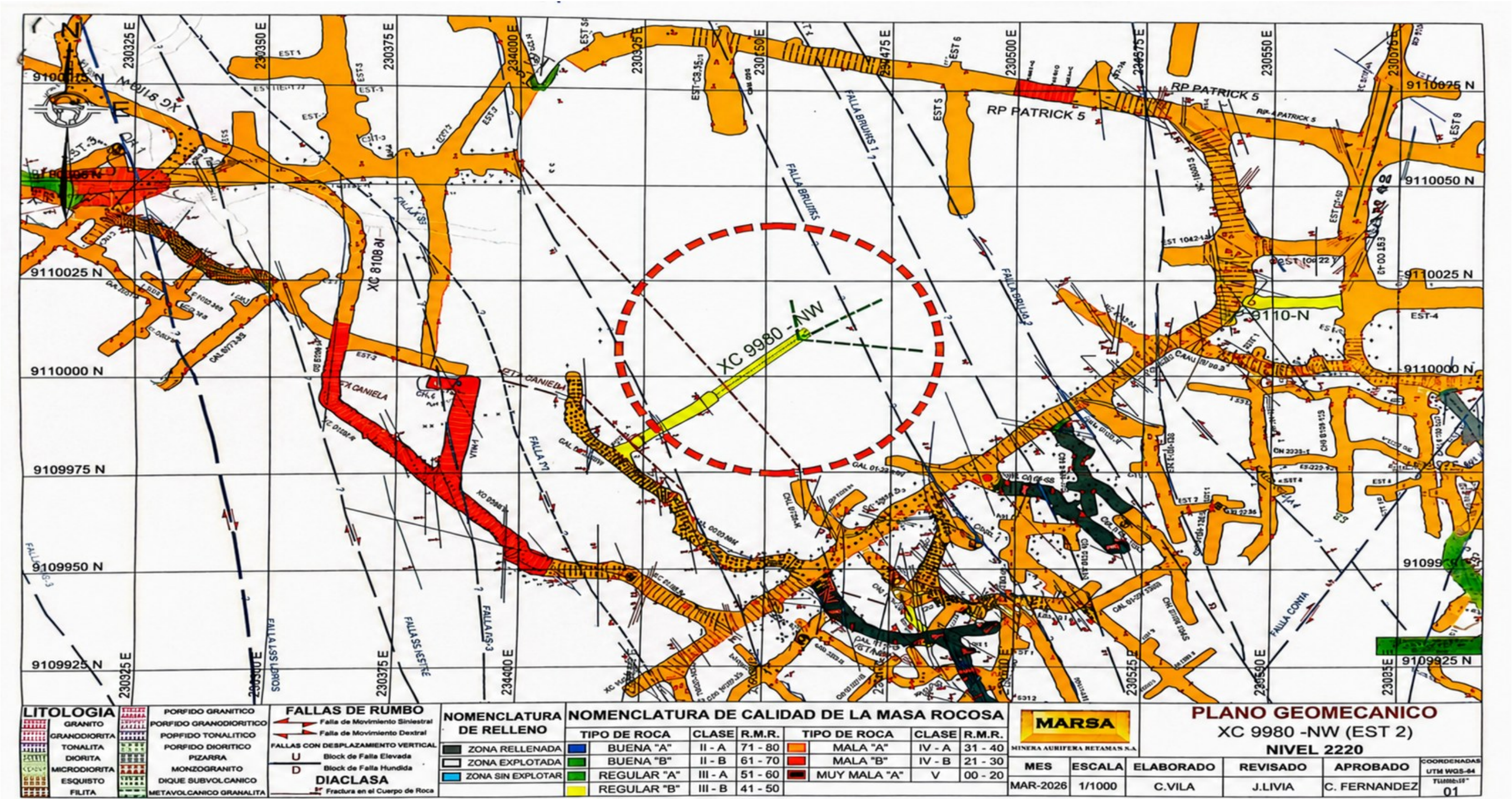
ANEXO 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA

Tabla 42. Matriz de consistencia

Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables e Indicadores	Metodología
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	V.I. Técnica de Voladura (Convencional y Controlada) Indicadores: - Malla de perforación (E, B). - Factor de desacoplamiento (Dc/Dt). - Carga lineal (kg/m). - Tiempos de retardo (ms).	Tipo de Investigación: Aplicada.
¿En qué medida la aplicación de la voladura controlada (smooth blasting) reduce la sobrerotura en comparación con la voladura convencional en el crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026?	Evaluar comparativamente la efectividad de la voladura controlada frente a la convencional en la disminución de la sobrerotura del crucero 9980 - NW del nivel 2220 de la Unidad Minera San Andrés, 2026.	La aplicación del smooth blasting reduce significativamente la sobrerotura en comparación con la voladura convencional en el crucero 9980 - NW, durante el año 2026.	V.D. Disminución de la Sobrerotura (Overbreak) Indicadores: - Porcentaje de sobrerotura (%OB). - Área real excavada (m^2). - Factor de media caña (HCF). Dimensiones Adicionales: - Profundidad de daño al macizo. - Estabilidad del contorno. - Costo de sostenimiento (\$/./m).	Nivel: Descriptivo-explicativo.
Problemas Específicos	Objetivos Específicos	Hipótesis Secundarias		Diseño: Cuasi-experimental (Preprueba - Posprueba).
1. ¿Cuál es el nivel de sobrerotura generado por la voladura convencional?	1. Determinar el nivel de sobrerotura generado por la voladura convencional en el crucero 9980 - NW.	1. La voladura convencional genera un mayor nivel de sobrerotura que la voladura controlada en el crucero 9980 - NW.		Población: Labores horizontales de desarrollo excavadas en roca estéril en la U.M. San Andrés.
2. ¿Cuál es el nivel de sobrerotura generado por la voladura controlada (smooth blasting)?	2. Determinar el nivel de sobrerotura generado por la voladura controlada (smooth blasting) en el mismo crucero.	2. La voladura controlada permite obtener un nivel de sobrerotura menor gracias a un diseño de malla optimizado.		Muestra: Crucero XC-9980 - NW (RMR \approx 41).
3. ¿Cuál es el diseño de malla de perforación en la voladura controlada que reduzca la sobrerotura?	3. Diseñar una malla de perforación para la voladura controlada que contribuya a reducir la sobrerotura.	3. El diseño de malla optimizado para la voladura controlada contribuye a una disminución efectiva de la sobrerotura.		Técnicas e Instrumentos: - Ficha técnica de voladura. - Estación total / Escáner láser. - Software CAD y JK Simblast.
4. ¿Cuál es la distribución de la energía explosiva en la voladura controlada?	4. Analizar la distribución de la energía explosiva en la voladura controlada aplicada en el crucero 9980 - NW.	4. La distribución controlada de la energía explosiva mejora el control del contorno y disminuye la afectación del macizo.		Estadística: - Descriptiva: media, desviación estándar. - Inferencial: t de Student para muestras relacionadas (\alpha=0.05).
5. ¿Qué diferencias existen en el perfil geométrico de la excavación en ambos métodos?	5. Comparar el perfil geométrico de la excavación resultante de ambos métodos de voladura.	5. La voladura controlada permite obtener un perfil geométrico más uniforme y cercano al diseño.		
6. ¿Cómo influye la aplicación del smooth blasting en la estabilidad del contorno?	6. Evaluar la influencia del smooth blasting en la estabilidad del contorno del crucero 9980 - NW.	6. La aplicación del smooth blasting mejora la estabilidad del contorno del crucero 9980 - NW.		

ANEXO 2: PLANOS DE LABOR

Figura 71. Plano geomecanico de labor XC-9980 - NW



Nota. Tomado de Planos de Labor, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Geomecánica.



Figura 73. Formato de reporte diario de control de sobrerotura

LABOR: XC-9980-NW NIVEL 2220			LABOR: XC-9980-NW NIVEL 2220		DETALLE DEL EXPLOSIVO EMPLEADO		
PARÁMETROS DE LA LABOR			 		MATERIAL		
CONDICIONES INICIALES					CANTIDAD		
DIMENSIONES ENCONTRADAS			PEO				
Longitud de perforación programada			1 X 12			0	0.00
Sección programada (Ancho x alto)			1" 1/8 X 12"			20	3.25
Alto de la labor / Alto inicial			1" 1/8 X 16"			0	0.00
Ancho de la labor / Ancho inicial			1" 1/8 X 16"			0	0.00
Sobre excavación inicial (%)			1" 1/8 X 16"			0	0.00
Sobre excavación inicial (%)			1" 1/8 X 16"			0	0.00
RESULTADOS			1" 1/4 X 12"			0	0.00
FACTORES DE VOLADURA			1" 1/4 X 16"			38	13.57
Peso de explosivo (Kg)			1" 1/4 X 16"			0	0.00
Factor de avance (Kg /m)			1" 1/4 X 16"			0	0.00
Factor de carga (Kg /m³)			1" 1/4 X 16"			0	0.00
Factor de potencia (Kg /tn)			1" 1/4 X 24"			0	0.00
Pies perforados por metro de avance (PP /m)			1" 1/4 X 24"			83	43.23
Pies perforados por tonelada (PP /tn)			TOTAL DE EXPLOSIVO			60.05 Kg	
PORCENTAJE DE SOBRE EXCAVACIÓN, AVANCE Y EFICIENCIA			Control de Lineales				
Sobre excavación final (%)							
Avance (m)							
Eficiencia del disparo (%)							
RESUMEN DE CONTROLES Y RESULTADOS							
SE REDUCE LA SOBREEXCAVACIÓN DE 13.28 % A 8.25 %							
SE MANTIENE EL FACTOR DE POTENCIA EN 1.14							

Nota. Tomado de Base de datos, por Cía. Minera Aurífera Retamas, s.f., Archivo del Área de Perforación y Voladura.

Figura 74. Taladros de arranque perforados



Figura 75. Trabajos de perforación del frente



Figura 76. Frente de perforación cargado y amarrado (MS y LP)

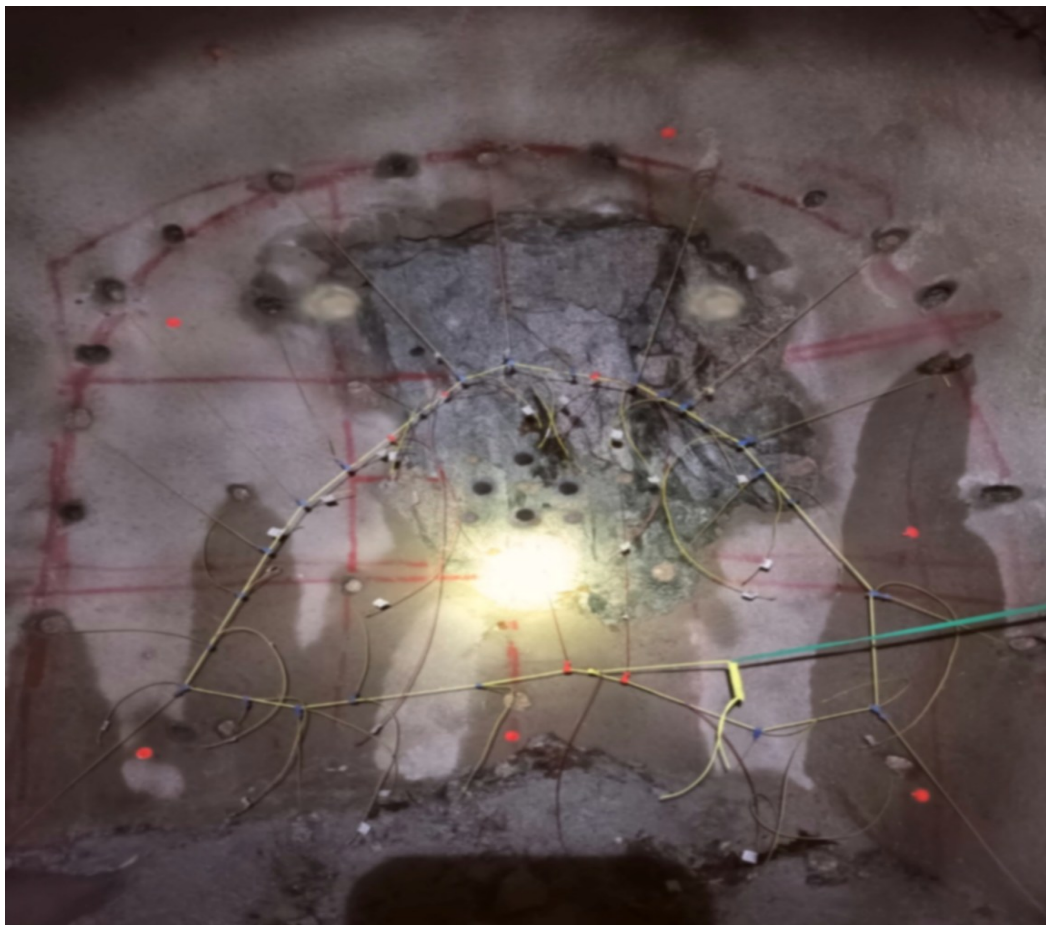


Figura 77. Cañas para taladros de contorno



Figura 78. Material volado del XC-9980-NW





UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 42-2026-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 224-2026-FIMGC-D**, a los siete días del mes de julio de 2026, siendo las 04:22 p.m., reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO**, y los miembros: **Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO** y **Dr. Ing. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

JOVER QUISPE PEREZ

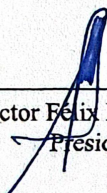
Quien presentó la tesis denominada:

Evaluación comparativa de la voladura convencional y voladura controlada (smooth blasting) en la disminución de la sobrerotura en el crucero 9980 - nw, nivel 2220 - unidad minera San Andrés, 2026

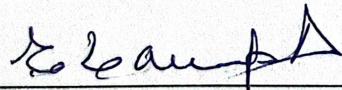
Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con 17 (diecisiete)

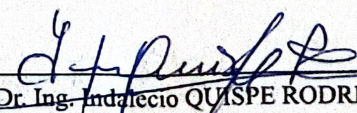
Siendo las **05:53 p.m.** del día **07 de julio del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.



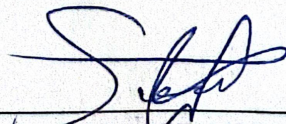
Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO
Presidente



Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro



Dr. Ing. Indalecio QUISPE RODRIGUEZ
Miembro - Asesor



Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : QUISPE PEREZ, Jover
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Evaluación comparativa de la voladura convencional y voladura controlada (smooth blasting) en la disminución de la sobrerotura en el crucero 9980 - nw, nivel 2220 – unidad minera San Andrés, 2026
- Evaluación de la originalidad : 15% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 24 de julio de 2026

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Evaluación comparativa de la voladura convencional y voladura controlada (smooth blasting) en la disminución de la sobrerotura en el crucero 9980 - nw, nivel 2220 – unidad minera San Andrés, 2026

por Jover QUISPE PEREZ

Evaluación comparativa de la voladura convencional y voladura controlada (smooth blasting) en la disminución de la sobrerotura en el crucero 9980 - nw, nivel 2220 – unidad minera San Andrés, 2026

INFORME DE ORIGINALIDAD

15%

INDICE DE SIMILITUD

15%

FUENTES DE INTERNET

3%

PUBLICACIONES

7%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	pdfcookie.com	Fuente de Internet	2%
2	repositorio.unap.edu.pe	Fuente de Internet	2%
3	hdl.handle.net	Fuente de Internet	1%
4	repositorio.undac.edu.pe	Fuente de Internet	1%
5	repositorio.unsch.edu.pe	Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unsaac.edu.pe	Fuente de Internet	1%
7	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	Trabajo del estudiante	1%
8	dspace.unitru.edu.pe	Fuente de Internet	1%
9	qdoc.tips	Fuente de Internet	1%
10	dspace.espoch.edu.ec	Fuente de Internet	<1%
11	repositorio.uncp.edu.pe	Fuente de Internet	<1%
12	Submitted to Universidad Continental	Trabajo del estudiante	<1%
13	repositorio.unp.edu.pe	Fuente de Internet	<1%
14	info.igme.es	Fuente de Internet	<1%

15	vsip.info Fuente de Internet	<1 %
16	www.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
17	www.unasam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	idoc.tips Fuente de Internet	<1 %
19	vdocuments.es Fuente de Internet	<1 %
20	repositorio.unjbg.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
21	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
22	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
23	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	<1 %
24	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
25	repositorioacademico.upc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
26	1library.co Fuente de Internet	<1 %
27	docplayer.es Fuente de Internet	<1 %
28	Submitted to uni Trabajo del estudiante	<1 %
29	Submitted to FUNIBER Trabajo del estudiante	<1 %